CANMET

Centre canadien de la technologie des minéraux et de l'énergie

Canada Centre for Mineral and Energy Technology

SS-1F

TECHNOLOGIE DES MINÉRAUX

145 pp

Énergie, Mines et Ressources Canada

Energy, Mines and Resources Canada

85-2049/

TECHNOLOGIES DES MINÉRAUX, DES MÉTAUX ET DE L'EXPLOITATION MINIÈRE

Traitement des minéraux – Recherche et développement

Compilé et rédigé par

L.L. Sirois, Division des sciences minérales

R.J.C. MacDonald, Bureau de transfert de la technologie

Décembre 1983

© Ministre des Approvisionnements et Services Canada 1985

En vente au Canada par l'entremise de nos

agents libraires agréés
et autres librairies

ou par la poste auprès du:

Centre d'édition du gouvernement du Canada
Approvisionnements et Services Canada
Ottawa, (Canada) K1A 0S9

N° de catalogue M38-15/1F
ISBN 0-660-91410-7

au Canada: 8,75 $
à l'étranger: 10,50 $

Prix sujet à changement sans préavis

PRÉFACE

Le traitement des minéraux - Recherche et développement est le premier de trois volumes regroupés sous le titre "Technologies des minéraux, des métaux et de l'exploitation minière".

Le présent volume comprend six documents sur la technologie de pointe préparés par six scientifiques qui effectuent des recherches sur les minéraux au Canada. Chaque document examine le détail de la technologie et des activités de recherche et de développement relatives au traitement des minéraux. Le rapport est structuré en fonction de six groupes de produits, à savoir: (1) les métaux communs et précieux; (2) le fer et l'acier; (3) les minéraux industriels; (4) les métaux légers et réactifs; (5) l'uranium; (6) le charbon.

L.L. Sirois
Laboratoires des sciences minérales
CANMET

R.J.C. MacDonald
Bureau de transfert de la technologie
CANMET

AVANT-PROPOS

La valeur de la production minérale et de la production de combustible au Canada s'élevait en 1983 à 36 millions de dollars, ce qui représentait 9,3 % du produit national brut. On estime que l'industrie minérale du Canada regroupait 97 700 travailleurs, soit environ 1,1 % de la main d'oeuvre canadienne. Ces chiffres n'incluent pas les travailleurs des secteurs du pétrole et du gaz naturel, qui regroupent environ 52 600 travailleurs.

Énergie, Mines et Ressources Canada définit les objectifs de CANMET en matière du traitement des minéraux comme suit:

(1) assurer au Canada la disponibilité de la technologie appropriée à l'exploitation, au traitement et à la conservation des ressources minérales;

(2) augmenter la valeur et perfectionner les méthodes de récupération et la mise en valeur des minéraux par l'élaboration de procédés plus efficaces d'enrichissement, d'extraction et d'affinage du minerai de fer au Canada, tout en réduisant la consommation d'énergie et les répercussions sur l'environnement.

Le présent document qui a été assemblé par de nombreux auteurs entre 1981 et 1983, vise à exposer de façon détaillée la technologie de pointe du traitement des minéraux au Canada au moyen d'un exposé sur l'industrie et la technologie actuelle, les difficultés qui se présentent, les activités de recherche et de développement en cours, et les lacunes et les défis auxquels on fait face.

W.G. Jeffery,
Directeur général

REMERCIEMENTS

Nous désirons rendre hommage aux scientifiques de CANMET pour la collaboration qu'ils ont apportée dans leurs domaines respectifs:

Métaux communs - métaux précieux	- L.L. Sirois, W. Craigen, M. Cristovici, A. Stemerowicz et A. Gilmore
Fer et acier	- W. Cameron, M. Campbell et J. Wilson
Minéraux industriels	- R. Collings, G. Riley, M. Malhotra, K. Bell et P. Andrews
Métaux légers et réactifs	- C. Hamer et J. Skeaff
Uranium	- G. Ritcey
Charbon	- T.D. Brown, L.L. Sirois, H. Hamza, J. Picard et M. Mikhail

TABLE DES MATIÈRES

	Page
PRÉFACE	i
AVANT-PROPOS	ii
REMERCIEMENTS	iii
INTRODUCTION	1
LES MÉTAUX COMMUNS - LES MÉTAUX PRÉCIEUX	5
LE FER ET L'ACIER	56
LES MINÉRAUX INDUSTRIELS	68
MINÉRAUX NON MÉTALLIQUES	73
AMIANTE	84
AGRÉGATS, CIMENT ET BÉTON	90
CÉRAMIQUE	94
Produits d'argile	94
Faïences fines et poterie	95
Produits réfractaires	96
Le verre et les vitro-cérames	98
Matériaux céramiques pour la technologie de pointe	99
MÉTAUX LÉGERS ET RÉACTIFS	103
Aluminium	103
Magnésium (calcium/strontium)	106
Titane	109
Zirconium	111
URANIUM	116
CHARBON	128

TABLEAUX

N°		
1.	Production de minéraux du Canada (1980)	1
2.	Principales opérations unitaires du traitement des minéraux	3
3.	Production canadienne de sulfures, de métaux précieux et de sous-produits 1980	5
4.	Matières que le Canada n'a pas de besoin manifeste d'importer	32
5.	Dépendance marquée, due entièrement au traitement de minéraux canadiens à l'étranger	32
6.	Livraisons canadiennes de minéraux industriels, 1980	68
7.	Données statistiques, minéraux industriels, 1979	69
8.	Utilisations/applications de certains minéraux industriels	69
9.	Besoins R et D repérés de l'industrie des minéraux industriels	77
10.	Études de R et D, par l'industrie	81
11.	Canada, livraisons de matériaux de construction, 1980-1981	91
12.	Canada, livraisons de ciment, 1980-1981	91

TABLEAUX (suite)

N°		Page
13.	Usines canadiennes de traitement du minerai d'uranium	117
14.	Capacités en place d'épuration au moyen des procédés utilisés dans les laveries canadiennes (1980)	129

FIGURES

1.	Organigramme général pour la concentration des minerais sulfurés de métaux communs	6
2.	Schéma de fusion et d'affichage des concentrés de nickel	8
3.	Étapes typiques dans le traitement de la silice et du gypse	71
4.	Organigramme de l'usine de Canadian Asbestos	86
5.	Schéma du système central d'aspiration et de distribution de l'air	87
6.	Schéma d'une cimenterie (tiré de Concrete, Mindess & Young 1981)	92
7.	Schéma des conditions et des réactions dans un four rotatif à ciment (voie sèche typique) (tiré de Concrete, Mindess & Young, 1981)	92
8.	Organigramme du procédé Bayer	104
9.	Diagramme d'un procédé d'extraction électrolytique du magnésium dans l'eau de mer	106
10.	Diagramme d'un procédé d'extraction du magnésium métallique dans de la dolomite par réduction au ferro-silicium	107
11.	Conversion d'ilménite et de rutile en TiO_2 et $TiCl_4$ affinés. Fourni gracieusement par l'American Society for Metals	110
12.	Réduction thermique du tétrachlorure de titane en éponge de titane. Fourni gracieusement par l'American Society for Metals	110
13.	Procédé classique de production de zirconium pour réacteurs	112
14.	Schéma de traitement des minéraux d'uranium	118
15.	Coupe d'une table à secousse	129
16.	Coupe schématique d'un bassin à milieu dense	130
17.	Le cyclone à milieu dense	130
18.	Cellule de flottation	131
19.	Filtre à disques rotatifs	133

INTRODUCTION

Il faut avant tout considérer le traitement des minéraux comme un processus de fabrication dans lequel la matière première est le minerai et le produit fini est le dérivé qui répond le mieux à la demande du consommateur primaire. Pour la fabrication d'un produit semi-ouvré ou fini, on fait appel à trois secteurs importants de la technologie: le traitement du minerai, qui comprend les méthodes de séparation des minerais solides par des procédés n'entraînant aucune transformation chimique importante; l'hydrométallurgie, dans laquelle des réactions chimiques permettent la séparation des composants des minerais ou produits solides; et la pyrométallurgie, qui permet l'extraction et l'affinage, à l'aide d'énergie thermique, des métaux contenus dans des minerais et des concentrés (tableau 1).

Tableau 1 - Production de minéraux du Canada (1980)(1)

	Unité de mesure (000)	Quantité (en milliers)	Valeur (en milliers de dollars)	Rang (mondial)
Métaux				
Aluminium	t	1 068	S/O	4
Antimoine	kg	79	7 059	
Argent	kg	1 070	828 805	4
Bismuth	kg	149	1 015	
Cadmium	kg	1 033	7 568	
Calcium	kg	531	3 422	
Cobalt	kg	2 118	134 748	6
Cuivre	kg	716 363	1 859 637	4
Étain	kg	243	5 090	
Fer (minerai)	t	49 068	1 700 915	6
Fer (2^e fusion)	t	S/O	118 990	
Magnésium	kg	251 627	273 766	4
Mine de platine	kg	9 252	27 822	
Molybdène	kg	11 889	299 323	3
Nickel	kg	184 802	1 497 418	1
Niobium (columbium)	kg	2 463	15 302	
Or	g	50 620	1 165 417	3
Plomb	kg	251 627	273 766	
Sélénium	kg	279	8 779	
Tantale	kg	115	21 810	
Tellure	kg	15	754	
Tungstène	kg	4 007	S/O	
Uranium	kg	6 739	702 038	
Zinc	kg	883 697	858 190	1
Total des métaux			9 969 956	

Tableau 1 (suite)

	Unité de mesure (000)	Quantité (en milliers)	Valeur (en milliers) de dollars)	Rang (mondial)
Non-métaux				
Amiante	t	1 323	618 493	2
Barytine			4 380	
Bioxyde de titane, etc.	t	S/O	117 060	
Diatomite	t	S/O	S/O	
Dolomite magnéstique et brucite	t		10 404	
Gypse	t	7 336	39 539	
Mica	kg	S/O	S/O	
Oxyde arsénieux	kg	S/O	S/O	
Pierres gemmes	kg		1 632	
Potasse	t	7 201	1 020 705	2
Pyrite et pyrrhotite	t	32	345	
Quartz	t	2 252	29 184	
Sel	t	7 423	122 775	
Soufre (élémentaire)	t	7 656	444 095	
Soufre (gaz de fonderie)	t	895	28 913	
Stéatite, talc, pyrophylite	t	92	3 877	
Sulfate de sodium	t	481	30 468	
Syénite néphélinique	t	600	15 936	
Tourbe	t	32	345	
Total des non-métaux			2 532 361	
Matériaux de construction				
Chaux	t	2 554	129 232	
Ciment	t	10 274	581 372	
Pierre	t	103 366	341 156	
Produits argileux	t	S/O	108 453	
Sable et gravier	t	276 452	508 364	
Total des matériaux de construction			1 668 577	
Combustibles				
Charbon	t	36 688	932 000	
Gaz naturel	000 m^3	87 108	6 148 826	
Sous-produits du gaz naturel	m^3	19 108	1 825 148	
Pétrole brut	m^3	83 477	9 037 890	
Total des combustibles			17 943 864	

Tableau 2 - Principales opérations unitaires du traitement des minéraux

Préparation minerai-matière	Concentration-enrichissement du minerai	Extraction du métal
Concassage	Séparation par liquide dense	Grillage
Broyage	Séparation par gravité	Calcination
Classification	Séparation électrique	Frittage
Calibration	Séparation magnétique	Fusion
Triage	Flottation	Convertissage
Évacuation des déchets	Floculation	Affinage
	Égouttage	Métallurgie en phase gazeuse
	Séchage	Lixiviation
	Bouletage	Cémenation
	Évacuation des résidus	Extracation par solvant
		Échange ionique
		Extraction par voie électrolytique
		Séparation liquide-solide
		Évacuation des scories, gaz et résidus

Le traitement des minéraux est constitué d'une série complexe d'étapes qui sont fondées sur un certain nombre d'opérations unitaires choisies en fonction du minerai traité et du produit désiré. On trouve au tableau 2 une liste des principales opérations unitaires. Chacune de ces opérations peut à son tour être subdivisée en fonction des caractéristiques du minerai et du produit. À partir des opérations choisies pour les étapes de préparation, d'enrichissement-concentration et d'extraction, on obtient un schéma de traitement représentant les étapes de transformation du minerai jusqu'à l'obtention du métal.

Les documents d'information suivants sont structurés en fonction de six groupes principaux de produits (2):

1. Métaux communs - métaux précieux
2. Fer et acier
3. Minéraux industriels
4. Métaux légers et métaux de catalyse
5. Uranium (thorium et terres rares)
6. Charbon

L'étude de chacun des six groupes portera sur les sujets suivants:

1. Description générale de l'industrie
2. Technologie actuelle
3. Problèmes
4. R et D actuels
5. Lacunes et défis

Les lacunes et défis particuliers qui ressortent de l'étude des six groupes de produits sont nombreux et complexes, et ils touchent plusieurs groupes à la fois. En général, les lacunes et défis considérés dans chacun des groupes principaux ont trait aux dix questions suivantes:

1. l'exigence de meilleures conditions de travail dans l'industrie minière en vue de réduire les risques d'accident et les dangers pour la santé;
2. l'exigence d'une réduction maximale des dommages possibles à l'environnement causés par les activités fondées sur l'utilisation de minéraux;
3. l'expansion de la mise en valeur des minéraux

dans les pays moins industrialisés, par suite de laquelle il sera de plus en plus difficile pour les exploitants canadiens de maintenir leur compétitivité sur le marché international;

4. une nécessité constante d'autarcie en minéraux comme le chrome, le manganèse et d'autres métaux que le Canada ne produit pas actuellement;
5. l'évolution rapide des industries à technologie, de l'exploration spatiale, des communications et des sources d'énergies nouvelles, qui entraînera une demande accrue de fabrication à partir de matériaux particuliers;
6. la nécessité d'économiser les ressources minérales par une plus grande récupération des produits de base et des sous-produits, et par recyclage;
7. le coût croissant de l'énergie, qui forcera l'industrie à chercher des méthodes permettant de réduire la consommation d'énergie dans différentes opérations;
8. la tendance actuelle au remplacement du pétrole par l'électricité, qui aura des effets variés et de plus en plus marqués sur l'industrie minérale;
9. la constante réticence de l'industrie minière du Canada à diversifier largement ses activités dans des domaines comme la mise au point et la vente d'équipement et de techniques;
10. la répugnance grandissante des travailleurs à se rendre dans les régions reculées où sont habituellement concentrées les activités minières au Canada.

On trouve en annexe à la fin de l'étude de chaque groupe de produits, un répertoire des travaux de recherche subventionnés par le gouvernement fédéral et effectués dans les universités pendant la période 1971/1972 - 1980/1981. Ce répertoire a été préparé par le Centre d'échange de l'information de l'ICIST.

RÉFÉRENCES

1. "Annales des Minéraux du Canada - 1981"; Énergie, Mines et Ressources Canada, Can Min J; février 1982.

2. Gow, W.A. "Mineral Processing Background Paper"; Memorandum, July 8, 1982.

LES MÉTAUX COMMUNS - LES MÉTAUX PRÉCIEUX

DESCRIPTION GÉNÉRALE DE L'INDUSTRIE

Les industries canadiennes de métaux précieux et de métaux communs sont très bien établies et influent énormément sur l'économie du pays. De toutes les mines en exploitation au Canada au mois de janvier 1981 (1), 36 %, ou 100 mines, ont produit des métaux précieux ou des minerais de sulfure d'un genre quelconque. Au tableau 3, on pourra constater l'étendue et l'importance de cette partie de l'industrie minérale.

La structure métallique complexe des minerais de sulfure varie, de la roche porphyritique à faible teneur en cuivre à la roche à diverses teneurs en nickel et en cuivre, jusqu'au complexe finement granulé de zinc-plomb-cuivre, la plupart d'entre eux renfermant d'importants sous-produits. Des métaux précieux, tout le platine, 80 % de l'argent et 30 % de l'or sont récupérés à titre de sous-produits des sulfures. La capacité des mines varie, de 100 à 45 000 tonnes par jour, leur répartition étant uniforme dans tout le pays.

La moitié environ de la production des mines de métaux non ferreux du Canada est exportée sous forme de concentrés et sous d'autres formes relativement intraitées (3). Le reste est traité au Canada, dans sept fonderies et trois affineries de cuivre, quatre fonderies et trois affineries de nickel, deux fonderies et affineries de plomb et quatre fonderies-affineries intégrées de zinc.

Tableau 3 - Production canadienne de sulfures, de métaux précieux et de sous-produits 1980 (2).

Métal	Unité de mesure	Quantité (000)	Valeur (en millions de dollars)	Rang mondial
Cuivre	t	716,4	1 859,6	4
Plomb	t	251,6	273,8	4
Zinc	t	883,7	850,2	1
Nickel	t	184,8	1 497,4	1
Molybdène	t	11,9	299,3	3
Cobalt	kg	211,8	13⁴,7	6
Groupe platine	g	12 776,0	159,1	3
Or	g	50 620,0	1 165,4	3
Argent	g	1 070,0	828,8	4

Lors de la récupération des sous-produits et de l'élimination des impuretés telles que l'arsenic et le mercure d'une manière qui soit environnementalement acceptable, la principale difficulté que devront surmonter à court terme les fonderies canadiennes est incontestablement le contrôle des émissions de SO_2 et de l'effet qu'auront ces mesures sur la compétitivité du Canada.

TECHNOLOGIE COURANTE

ENRICHISSEMENT

L'enrichissement est la première étape de la récupération des métaux contenus dans les minerais de sulfure. Il sert à produire un concentré qui sera utilisé en cours d'extraction pour réduire, dans toute la mesure du possible, la teneur en gangue et en d'autres matières incommercialisables. Typiquement, il s'effectue en deux grandes étapes distinctes: tout d'abord, la pulvérisation qui comprend le concassage et le broyage, et ensuite, un procédé de concentration qui, du moins pour les minerais de sulfure contenant des métaux communs, prend habituellement la forme de flottation. À la figure 1, on trouvera une description généralisée des opérations qui servent à concentrer les sulfures contenant des métaux communs (4).

La minéralogie des minerais détermine la technique à utiliser pour le broyage (5), plus particulièrement, leur granulométrie et le degré d'intercroissance des minéraux précieux entre eux et avec les minéraux à gangue. La matière brute à gros grain est d'abord réduite au moyen de concasseurs gyratoires ou à mâchoire, puis acheminée vers des broyeurs (à boulets ou à barreaux) afin d'atteindre la taille de libération qu'exige le minerai. Selon les propriétés du minerai, il pourrait être possible d'avoir recours à l'autobroyage pour remplacer le broyage et le concassage. La pulvérisation est habituellement l'étape la plus coûteuse en installations, peu importe le minerai à traiter, étant donné qu'elle est très

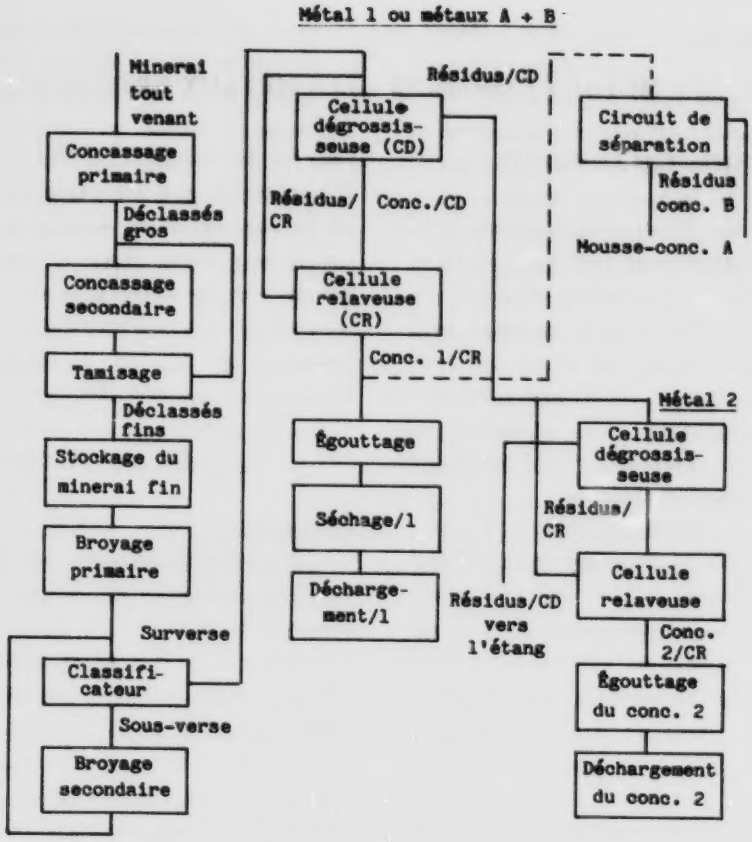


Fig. 1. Organigramme général pour la concentration des minerais sulfurés de métaux communs

énergivore. Plus les matières doivent être broyées finement, plus le coût en est élevé. Aucune nouvelle percée technologique dans ce domaine n'a été réalisée afin de réduire considérablement son coût, sauf d'accroître la force et les dimensions de la machinerie.

Tous les divers types de sulfures canadiens de métaux communs sont concentrés par flottation. Cette opération, grâce à l'utilisation de produits chimiques spécialisés qui sont absorbés à la surface de certains minéraux, leur permettra de s'agglutiner aux bulles d'air qui sont créées dans les cellules de flottation, de flotter à la surface sous forme de mousse et par conséquent de se séparer des matières non flottantes qui sont retirées à la base des cellules, habituellement à titre de déchets ou de résidus. La flottation est régie par les lois de la chimie superficielle qui, jusqu'ici, n'a pas encore réussi à percer tous les secrets qui influent sur cette opération.

Quant aux minerais de cuivre-zinc et de plomb-zinc, on emploie d'abord le procédé de flottation sélective séquentielle afin d'amener à la surface un concentré de cuivre ou de plomb. Par contre, pour les minerais de plomb et de cuivre-plomb-zinc, le moyen le plus efficace est d'amener à la surface les minéraux de plomb et de cuivre ensemble dans un seul concentré, puis d'obtenir des concentrés distincts en séparant un minéral de l'autre au moyen de dépresseurs sélectifs. Le molybdène est lui aussi récupéré par flottation tandis que, dans les autres types de minerai contenant de l'étain, ce dernier est récupéré par décantation des résidus de flottation.

Les minerais de nickel-cuivre sont habituellement séparés en faisant monter à la surface un concentré de nickel-cuivre, puis en produisant un concentré de pyrrhotite par séparation magnétique avant la flottation du nickel-cuivre ou par flottation, après l'étape de collecte des pentlandites-chalcopyrites. Le concentré de nickel-cuivre peut être livré comme tel à la fonderie ou soumis à la flottation sélective, qui permet de déprimer la pentlandite et de faire flotter la chalcopyrite. Dans ce cas, les deux produits sont envoyés pour traitement métallurgique distinct. Le nickel que contient le concentré de cuivre n'est habituellement pas récupéré par la fusion classique du cuivre. Le produit de pyrrhotite est broyé à nouveau puis soumis encore une fois à une flottation qui fait monter à la surface le nickel-cuivre tout en faisant se déposer la pyrrhotite. Cette dernière peut être davantage épurée pour en récupérer le fer ou déchargée dans la zone d'élimination des résidus. Le cobalt, s'il y en a, peut être récupéré par décantation ou par flottation. Au Canada, le cobalt est associé avec les minerais de cuivre-nickel; il est récupéré des concentrés et séparé durant les traitements métallurgiques.

L'Afrique du Sud est le plus grand producteur de platine lorsqu'il s'agit de minerais à teneur en métaux du groupe platine. Les métaux sont alors récupérés par décantation et flottation avant expédition à la fonderie et à l'affinerie. Au Canada, le platine est récupéré à titre de sous-produit des minerais de nickel-cuivre. Les résidus de l'affinage du cuivre et du nickel qui en contiennent sont expédiés en Angleterre ou en Norvège pour traitement ultérieur.

L'argent natif et les minéraux d'argent sont facilement récupérés par flottation, à condition qu'ils soient libres et d'une taille qui le permette. En règle générale, la plus grande proportion d'argent est récupérée des concentrés de plomb et de cuivre, la plus petite, des concentrés de zinc (6). Dans les minerais à seule teneur d'argent, la décantation est conjugée à la flottation pour le concentrer.

La cyanuration est un procédé employé universellement pour récupérer l'or des minerais aurifères. On peut soit cyanurer tout le minerai ou, si l'or est associé à des sulfures, soumettre à la flottation et la cyanuration un concentré de sulfure à teneur aurifère - la plupart du temps, il faut griller les concentrés issus de la flottation avant la cyanuration. Après une séparation solides-liquide qui consiste à épaissir, à filtrer et à épurer, l'or est précipité dans une solution contenant des poussières de zinc. Le précipité est extrait au moyen de presses filtrantes et périodiquement collecté et fusionné en présence de fondants afin d'obtenir un lingot d'or impur, qui est le produit fini. Une autre technique qui sert à récupérer l'or est la méthode de cyanuration au moyen d'une pâte de carbone, qui gagne de plus en plus de faveur. Elle a pour principal avantage d'éliminer l'étape parfois difficile de la séparation solides-liquide. De plus, lorsqu'il s'agit de minerais aurifères contenant des minéraux arséniés, elle élimine la formation éventuelle d'arsine toxique. Cette méthode consiste à ajouter du carbone à la solution d'agitation afin d'absorber l'or dès qu'il se dissout dans une solution faible en cyanure. L'or est ensuite retiré du carbone chargé par élution au moyen d'une solution chaude de cyanure caustique. L'or est extrait de l'éluant par électroformage sur une cathode de laine d'acier tandis que le carbone déchargé est recyclé pour utilisation ultérieure. La méthode de cyanuration dans une pâte de carbone sera employée à l'usine de Detour Lake, qui est en construction. Depuis quelques années, des usines du sud-ouest des États-Unis ont commencé à effectuer un certain nombre d'opérations de lixiviation en tas au cyanure. Cette méthode s'est avérée économiquement faisable pour la récupération de l'or de minerais à faible teneur, à condition que la solution de cyanure puisse filtrer à travers le minerai.

EXTRACTION ET AFFINAGE

Plus la teneur du concentré livré à la fonderie est élevée, plus l'extraction du métal sera efficace et rentable. Pour obtenir des concentrés à forte teneur, il faut habituellement perdre une certaine quantité de minéraux utilisables qui sont déchargés avec les résidus. Dans

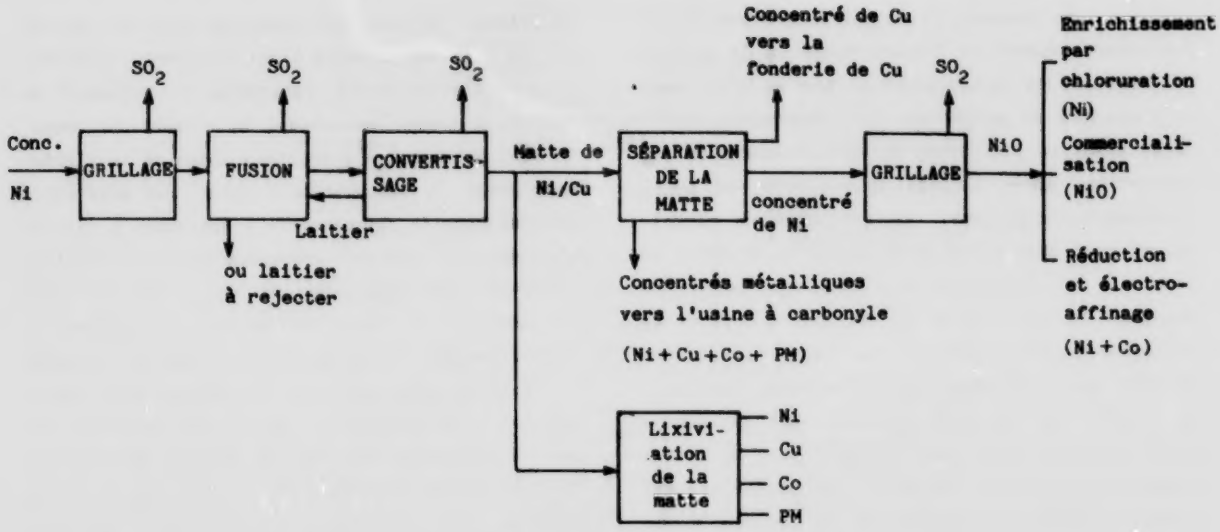


Fig. 2. Schéma de fusion et d'affichage des concentrés de nickel

les minerais de métaux communs non complexes, le problème n'est pas particulièrement sérieux. On peut produire des concentrés acceptables, affichant un taux de récupération de plus de 90 %. Dans le cas des minerais à fines particules et à multiples composantes, toutefois, les difficultés à séparer plusieurs minéraux désirables l'un de l'autre ainsi qu'à les séparer de la gangue sont telles que pour produire des concentrés de fusion rentable, les taux globaux de récupération seront de moins de 70 %. La teneur des concentrés de sulfure métal qui sont utilisés comme charge d'alimentation dans différentes fonderies varie habituellement, de 10 à 15 % en nickel, de 10 à 30 % en cuivre, de 50 à 55 % en zinc et de 30 à 60 % en plomb. On trouvera à la figure 2 un diagramme simplifié de fusion et d'affinage d'un concentré de nickel qui montre bien la complexité de l'opération d'extraction de métal commun.

Les techniques employées dans l'industrie de fusion et d'affinage des métaux communs au Canada varient beaucoup, des plus anciennes aux plus nouvelles. Non seulement changent-elles selon le produit désiré, mais bien souvent pour un même produit. Par souci de simplification, l'industrie a donc été divisée par principal produit pour identifier et évaluer les techniques actuellement utilisées. Une description plus détaillée de la technologie courante d'extraction et d'affinage est résumée ci-après.

Fusion et affinage du cuivre (Procédés de traitement pyrométallurgique)

Le Canada compte sept fonderies de cuivre affichant une capacité globale de production en place d'environ 635 000 tonnes de cuivre par année, dont 94 % sous forme de cuivre noir (blister) impur. Une société produit une matte de nickel-cuivre qu'elle transforme et affine d'avantage dans une de ses usines outre-mer. En plus de ces fonderies, le Canada compte trois usines électrolytiques du cuivre capables d'affiner tout le cuivre noir produit en cuivre cathodique et en cuivre à étirer de très grande pureté.

Il existe au moins six techniques de fusion du cuivre actuellement utilisées à l'échelle commerciale dans le monde entier, dont cinq au Canada.

Fonderies à réverbère

Les fonderies à réverbère combinent l'utilisation de l'air et celle du combustible carboné pour produire une matte de cuivre à faible teneur (40-45 %) et un laitier contenant du fer qui est rejeté. La matte est ensuite transformée en cuivre noir par insufflation d'air dans des

convertisseurs en lots afin de retirer des quantités supplémentaires de soufre et de laitier de ce qui reste de fer. Le laitier du convertisseur, qui contient une quantité appréciable de cuivre, est réacheminé vers l'atelier de fusion afin de minimiser les pertes.

Au Canada, trois fours à réverbère assurent plus de 40 % de la production des fonderies de cuivre. Ce type de four constitue la plus ancienne technique actuellement utilisée pour la production du cuivre. Deux des fonderies canadiennes sont très anciennes (HBMS et Noranda) et ne disposent pas d'installations de fabrication d'acide surtout parce que la technique qu'elles emploient ne se prête pas à la récupération du SO_2 et à son convertissage en acide et, également, parce que la mise en marché d'acide sulfurique serait très difficile en raison même de l'emplacement de ces fonderies. Le SO_2 qu'elles produisent est donc libéré dans l'atmosphère sous forme de flux de gaz. Une troisième fonderie, celle de Gaspé utilise la technique du grillage en lit fluidisé avant fusion, pour éliminer environ 40 % du soufre sous forme d'un flux continu et très concentré de SO_2, qui est ensuite récupéré et converti en acide à l'installation de fabrication d'acide exploitée à l'emplacement même de la fonderie. Une partie des gaz de convertissage est également envoyée à l'usine d'acide, ce qui porte à environ 60 % la récupération totale de SO_2. Le reste du soufre (40 %) contenu dans les concentrés servant de charge d'alimentation de la fonderie est libéré dans l'atmosphère sous forme de flux de SO_2 dilué.

Le procédé de fusion du cuivre par four à réverbère classique et convertisseur à charges ou par four de grillage, four à réverbère et convertisseur à charges pose d'importants problèmes aux niveaux du contrôle des émissions de SO_2 et du rendement énergétique.

1. Les gaz de four à réverbère sont trop dilués et ceux des convertisseurs trop variables pour permettre une récupération efficace du SO_2 et son convertissage en H_2SO_4 dans une usine d'acide.
2. La fusion par procédé classique donne un très mauvais rendement au point de vue énergétique, comparativement aux techniques modernes de fusion du cuivre.

Une méthode (7) a été mise au point afin de modifier les fours à réverbère de façon à permettre l'utilisation d'air enrichi d'oxygène, ce qui a pour effet de réduire de beaucoup les besoins en combustible et, à la fois, de produire du SO_2 suffisamment concentré pour en rendre la conversion possible dans une usine d'acide. Cette technique est actuellement à l'essai à l'échelle commerciale aux États-Unis. Au Canada, par contre, en raison de l'emplacement et de l'âge des fonderies, il est fort probable que la solution la plus rentable à long terme consistera à remplacer tous les fours à réverbère par des fours faisant appel à une technique de fusion moderne. Cependant, une solution rentable à court terme consisterait à modifier les fours à réverbère, advenant qu'il faille mettre en application des mesures de contrôle des émissions de SO_2 dans des délais relativement restreints.

Les fours de grillage superficiel

Le four Inco de grillage superficiel (procédé flash) a été mis en marché pour la première fois en 1952 et sa version actuelle est utilisée à Sudbury depuis 1968 (8,9). Un deuxième four de ce type est actuellement en construction aux États-Unis. Dans le four Inco, le concentré est injecté en présence d'oxygène pur dans une "chambre de vaporisation" pour produire une matte titrant de 45 % à 55 % de cuivre, une sortie de rebut et un flux de gaz contenant de 70 % à 80 % de SO_2, récupéré et vendu sous forme de SO_2 liquide. En matière de ces si fortes concentrations de SO_2, les frais de manutention et de nettoyage des gaz et le coût de récupération du SO_2 sont minimes. De plus, ce procédé offre un rendement énergétique exceptionnel, ne nécessitant pratiquement pas de combustible carboné, si ce n'est pour le séchage préalable du concentré.

Le four Outokumpu de grillage superficiel est d'une conception différente du four Inco et utilise de l'air préchauffé ou de l'air enrichi d'oxygène, plutôt que de l'oxygène pur (8,10). Les gaz libérés contiennent donc une concentration plus faible de SO_2 liquide. Le rendement énergé-

tique de ce four n'est pas aussi élevé que celui de l'Inco; pour minimiser sa demande totale d'énergie, il faut maintenir un taux élevé de récupération et d'utilisation de la chaleur perdue à partir des gaz résiduels. Cependant des combustibles carbonés à bon marché (charbon, mazout lourd, etc.) peuvent être utilisés et les besoins en combustible sont faibles à des degrés élevés d'enrichissement à l'oxygène. La technique de fusion Outokumpu permet de produire de la matte titrant jusqu'à 70 % de cuivre. Même si en produisant une matte si riche, la charge des convertisseurs est réduite de beaucoup, la scorie contient trop de cuivre pour être mise au rebut; il faut donc la traiter pour en récupérer le cuivre soit au moyen d'un four électrique, soit par refroidissement lent, broyage et flottation.

Aucun four Outokumpu de grillage superficiel n'est utilisé au Canada. Cependant, la technique Outokumpu est utilisé dans plus de 25 fonderies réparties un peu partout dans le monde, ce qui rend hommage à la grande capacité de mise en marché de cette société.

Dans les deux procédés, soit celui de l'Inco et celui d'Outokumpu, le convertissage de la matte en cuivre noir s'effectue toujours par charges dans des convertisseurs classiques Pierce Smith. De la même façon, la scorie de convertissage, qui a une forte teneur en cuivre, est habituellement introduite dans le four de fusion. Le procédé Inco se traduit, au cours du convertissage, par l'élimination de 40 % à 45 % du soufre sous forme de flux gazeux de concentration et de débit variables, d'où la difficulté de la récupérer dans une usine d'acide. Par contre, la technique Outokumpu permet de ramener ce flux gazeux à 25 % ou à 30 %, si la matte produite titre de 60 % à 70 % de cuivre. Cependant, quelle que soit la méthode adoptée, il est difficile et coûteux d'exercer un contrôle sur les émissions momentanées et les concentrations de SO_2 en raison du traitement par charges du minerai. Il faudrait donc utiliser un procédé de conversion en continu qui facilitorait la récupération du SO_2.

Convertisseur rotatif à tuyère supérieure (TBRC)

L'Afton Mines, de la Colombie-Britannique, est la première à utiliser un TBRC pour l'extraction du cuivre à l'échelle commerciale; ce procédé permet d'effectuer la fusion et le convertissage en non continu dans un même réservoir (8,11,12). C'est la méthode qui convient au traitement du concentré de l'Afton Mines, composé surtout de cuivre natif très pauvre en soufre. De l'oxygène pur, introduit dans le convertisseur par une lance refroidie à l'eau, est utilisé pour la fusion et le convertissage. Du mazout ou du gaz naturel y sont introduits avec l'oxygène, au besoin; du charbon ou du coke sont utilisés pour le décrassage de la scorie et l'affinage du cuivre noir. L'utilisation de quantités considérables de combustible et d'oxygène est facilitée par le fait qu'il est possible de régler la vitesse de rotation du convertisseur et l'angle de la lance. Le procédé est donc raisonnablement efficace du point de vue énergétique. Cependant, comme le chargement se fait entièrement en non continu, la récupération du SO_2 est difficile et coûteuse. À l'Afton Mines, un épurateur à double action par solution alcaline élimine le SO_2 et les impuretés volatiles. Cependant, cette méthode n'est économique qu'en raison de la teneur très élevée en cuivre et très faible en soufre du concentré utilisé. Le traitement des concentrés classiques de cuivre nécessiterait la récupération du SO_2 par sa transformation en acide, en engrais ou en d'autres produits marchands. Cependant, même si la hotte hermétique et refroidie à l'eau minimise l'introduction d'air dans le convertisseur et que l'utilisation d'oxygène permet d'obtenir de fortes concentrations de SO_2, ce procédé étant à charges a peu de chances d'intéresser autant que d'autres techniques de fusion du cuivre, surtout en ce qui a trait au contrôle du SO_2. Cependant, le TBRC est très souple, pouvant être utilisé pour la fusion, le convertissage, le nettoyage de la scorie ou l'affinage du cuivre. Il pourrait, par conséquent, servir à d'autres applications spécialisées comme le traitement de concentrés impurs ou de résidus de cuivre ou le convertissage classique de la matte en cuivre noir (13).

Fours et convertisseurs en continu

Le four Noranda à réaction en continu a été mis sur le marché au Canada en 1973 (8,14,15). Un autre four du même type a été mis en service aux État-Unis en 1978. Ce type de four a été conçu à l'origine pour produire directement du cuivre noir, à l'aide d'air ou d'oxygène enrichi et d'un quelconque combustible carboné qui fournit l'énergie additionnelle requise. Aujourd'hui, pour différentes raisons, dont certaines ont trait au contrôle du niveau d'impuretés dans le cuivre noir, le four est réglé de façon à produire une matte contenant 75 % de cuivre par l'injection, au moyen d'une tuyère, d'air enrichi d'oxygène (jusqu'à 35 %). À ce degré d'enrichissement, il faut peu de combustible carboné, et l'on obtient un gaz de SO_2 continu en très forte concentration (plus de 20 %) qui est facilement récupérable dans une usine d'acide. (Cependant, en raison des problèmes associés à la mise en marché de l'acide, la Noranda ne dispose pas d'une telle installation à sa fonderie).

La scorie de réaction contient trop de cuivre pour être mise au rebut. Par conséquent, elle est lentement refroidie, broyée et soumise à la flottation, ce qui permet de récupérer le cuivre et de le recycler. La technique de la Noranda permet de maintenir un taux exceptionnellement élevée de récupération globale du cuivre.

La matte à très forte teneur en cuivre est convertie en cuivre noir dans les convertisseurs catalytiques Pierce Smith, et la scorie de convertissage est réintroduite dans l'installation de réaction. Au cours du convertissage de la charge, environ 20 % du soufre contenu est libéré sous forme de gaz SO_2 de concentration variable, difficile à récupérer. Même si l'emploi d'un four à réaction pour produire le cuivre noir allait permettre d'éliminer l'étape du convertissage par charge, la faible production de ce four et les problèmes liés au contrôle des impuretés comme l'arsenic, le bismuth et l'antimoine semblent annihiler les avantages de l'élimination totale du soufre sous forme d'un flux continu et très concentré de SO_2. Comme dans le cas du procédé de grillage superficiel (méthode flash), il faut, à vrai dire, pouvoir utiliser en permanence un convertisseur distinct.

Le "procédé à l'oxygène Q-S", autre version du four Noranda, a été proposé pour la production de cuivre noir et l'élimination de la scorie dans un même four à réaction (8,16). Cependant, il faudra encore y apporter de nombreux perfectionnements avant de pouvoir en vérifier la faisabilité et la viabilité commerciale.

Le procédé Mitsubishi de traitement en continu a été appliqué à l'échelle commerciale dans une fonderie relativement petite du Japon, en 1974 (8,17,18). Une plus grande fonderie commerciale a été mise en service au Canada, à la Kidd Creek Mines, en 1981. Ce procédé, qui utilise de l'air enrichi d'oxygène, est la seule méthode commerciale de traitement pyrométallurgique du cuivre qui soit réellement en continu. Il consiste essentiellement en la libération de tout le soufre du concentré sous forme d'un jet continu et très concentré (jusqu'à 30 %) de gaz SO_2 qui est ensuite récupéré dans une usine de fabrication d'acide. Le procédé utilise trois fours distincts: un four en fusion, un four de décrassage électrique de la scorie et un convertisseur. Les gaz de réaction sont introduits au moyen de lances au-dessus de la surface du bain en fusion. La matte et la scorie sont transportées dans des chenaux de coulée chauffés qui relient les fours et le convertisseur. La matte contient 65 % de cuivre. La scorie est nettoyée dans le four prévu à cette fin avant d'être mise au rebut, tandis que la matte est transformée en cuivre noir dans le convertisseur. La scorie de convertissage est introduite dans le four de fusion pour recyclage. Les jets de gaz libérés par le convertisseur et le four de fusion sont combinés pour récupération du SO_2 à l'acide. Ce procédé peut utiliser des combustibles carbonés solides, liquides ou gazeux. Plus l'air est oxygéné, plus la consommation de combustible est faible et plus la production est élevée.

Ce procédé entièrement en continu offre donc un excellent rendement et permet la récupération du SO_2 à coûts minimes. Par conséquent, il est idéal sur le plan de la protection de l'environnement. Toutefois, comme il faut beau-

coup d'énergie pour nettoyer la scorie dans des fours électriques et pour chauffer les chenaux de coulée, il est peu probable que ce procédé offre un aussi bon rendement énergétique que l'Inco ou le Noranda. Par ailleurs, il semble douteux qu'il soit possible de traiter les concentrés à taux élevée d'impuretés au moyen de ce procédé. Il s'agit probablement de l'aspect le plus important à considérer dans tout procédé en continu de convertissage ou de fusion du cuivre, et c'est pourquoi le convertissage par charge est toujours la méthode préférée.

Le procédé KHD de convertissage en continu par fusion en cyclone a été mis au point en Allemagne par la société Kloeckner-Humboldt-Deutz (8,19,20). Ce procédé fait appel à deux fours: un four fusion-décrassage de la scorie et un convertisseur-four d'affinage. La fusion s'effectue dans un "four-cyclone" qui utilise de l'oxygène pur. Les taux de fusion sont très élevés, et le four à cyclone offre une souplesse inhabituelle quant au rythme de production, que l'on peut faire varier de 70 % à 110 % de la capacité nominale, et à la matte dont on peut régler la teneur en cuivre pour qu'elle se situe entre 46 % et 80 %.

La scorie du cyclone contenant de 6 % à 8 % de cuivre est traitée dans un four à tuyère supérieure en continu qui utilise un gaz de réduction pour produire de la scorie de rebut d'une teneur en cuivre inférieure à 0,5 %. La matte obtenue dans le four est transportée dans un chenal de coulée fermé jusqu'au convertisseur-four d'affinage à tuyère en continu où l'on utilise de l'oxygène et un gaz de réduction pour produire un cuivre noir à faible teneur en oxygène et en soufre. La scorie de convertissage est réintroduite dans le four. Les gaz libérés du four de fusion-nettoyage de la scorie et du convertisseur-four d'affinage sont combinés pour produire un flux de gaz dont la concentration en SO_2 est supérieure à 40 %; ce gaz est ensuite récupéré à l'usine de fabrication d'acide.

Le procédé KHD a été mis à l'essai dans une usine expérimentale d'une capacité de production de 10 000 kg/h, en Allemagne. Aucune installation commerciale n'a été construite jusqu'à maintenant. Ce procédé présente de nombreux avantages, notamment un rythme élevé de fusion et de faibles coûts d'investissement possibles, qui pourraient intéresser particulièrement les exploitants d'installations à production relativement faible. Ce procédé entièrement en continu qui utilise de l'oxygène pur pour la fusion et le convertissage est idéal pour faciliter la récupération du SO_2 à des coûts minimes. Les besoins énergétiques, en ce qui concerne ce procédé, devraient être raisonnablement faibles grâce au rendement que donne l'oxygène pur, et les températures relativement élevées de la fusion et du convertissage devraient faciliter l'élimination des impuretés indésirées. Par conséquent, ce procédé est peut-être celui qui se rapproche le plus des conditions idéales de traitement pyrométallurgique du cuivre. Il reste cependant beaucoup à faire pour que ce procédé soit tout à fait au point et il faudra compiler beaucoup plus de renseignements, surtout en ce qui concerne l'utilisation des fours en continu à tuyère, pour pouvoir en vérifier la viabilité aux points de vue technique et économique.

Affinage du cuivre

Quel que soit le procédé de convertissage et de fusion utilisé, le cuivre noir subit habituellement un traitement ultérieur dans des fours anodiques qui permet d'en réduire les teneurs en soufre et en oxygène avant qu'il soit coulé en anodes destinées à l'électroaffinage. À l'affinerie, des techniques d'électrolyse bien rodés utilisant un électrolyte composé d'acide sulfurique et de sulfate cuivrique sont employées pour produire un cuivre cathodique d'une grande pureté et pour récupérer les métaux précieux et d'autres sous-produits sous forme de bouillies insolubles, qui sont de nouveau affinées pour en faire des produits de grande pureté. L'accumulation d'impuretés dans l'électrolyte est contrôlée au moyen d'une saignée, que l'on traite de façon à en récupérer le cuivre et souvent le nickel avant de la jeter au rebut.

De nos jours, les techniques d'affinage du cuivre posent très peu de problèmes. Seules quelques impuretés comme l'arsenic, l'antimoine, le bismuth, le sélénium et l'argent peuvent créer

des problèmes si le cuivre noir en contient en trop fortes proportions (21). Il peut donc se révéler souhaitable de chercher des moyens de minimiser ces problèmes au cours de l'affinage afin de faciliter la mise au point de procédés d'affinage et de convertissage en continu dont le rendement n'est pas limité par la quantité d'impuretés que contiennent les concentrés et (ou) le cuivre noir.

Procédés de traitement hydrométallurgique du cuivre

De très nombreux procédés de traitement hydrométallurgique des concentrés pour en extraire le cuivre ont été proposés et étudiés au cours des 25 dernières années. Cependant, très peu ont été mis à l'essai dans des installations expérimentales et un seul est actuellement utilisé à l'échelle commerciale. Il s'agit du procédé Clear, qui a été mis au point et commercialisé aux Etats-Unis par la Duval Corporation, dont l'usine a une capacité de production de 40 000 tonnes par année (22). Ce procédé consiste en une lixiviation à la pression atmosphérique en présence de chlorure cuivrique-ferrique qui dissout le cuivre et le fer d'un concentré de chalcopyrite, tout en convertissant la plupart des sulfures en soufre élémentaire insoluble. Le cuivre est récupéré par électro-extraction à partir d'un milieu de chlorure cuivreux-ferreux dans des cellules à diaphragme, où l'agent de lessivage est regénéré dans l'anolyte. L'électro-extraction effectuée de cette manière dans une solution cuivreuse-ferreuse minimise les besoins en électricité. Le cuivre revient de la cellule sous forme de grosses particules métalliques cristallines. Par un procédé d'oxydation sous pression en présence d'oxygène, le fer est rejeté en tant qu'hydroxyde-jarosite de rebut. La plupart des impuretés du concentré sont rejetées dans les résidus de fer.

Un procédé semblable a été mis au point et expérimenté aux États-Unis par la Cyprus Mines Ltd. (23). Les principales différences en sont que le cuivre est récupéré par réduction à l'hydrogène du chlorure cuivrique cristallisé de façon sélective et que le fer est rejeté par oxydation à la pression atmosphérique.

D'autres procédés du même genre que ceux de la Duval et de la Cyprus Mines ont été expérimentés en France et en Norvège (24,25). Ces procédés de lixiviation de tous ces chlorures présentent deux grandes difficultés au niveau de la récupération des métaux précieux comme l'or et de la production directe de cuivre à étirer. Ce problème est principalement attribuable à la teneur en argent des produits cuprifères. Presque tout l'argent contenu dans les concentrés est lixivité avec le cuivre et aucune méthode satisfaisante permettant de séparer et de récupérer l'argent avant de récupérer le cuivre n'a pu être mise au point jusqu'à maintenant.

Autre technique de traitement du cuivre quelque peu différente, le procédé S-C a été mis au point et expérimenté au Canada par la Sherritt Gordon et la Cominco (8,26). Ce procédé utilise l'oxydation réductrice par grillage pour faciliter la dissolution sélective à l'acide sulfurique du fer contenu dans le concentré de cuivre. Après séparation des solides et des liquides, le fer se dépose sous forme de jarosite à partir de la liqueur de lessivage et est jeté au rebut. Le cuivre contenu dans les résidus de lixiviation est extrait par lessivage à l'oxygène sous pression puis récupéré par électro-extraction classique au moyen d'électrolyte de sulfate purifié. Les métaux précieux et le molybdène sont toujours présents dans les résidus lessivés sous pression. Environ 50 % du soufre contenu dans des concentrés est transformé en SO_2 et H_2S qui sont respectivement transformés en acide sulfurique et en soufre élémentaire (installation Claus). Presque tout le reste du soufre (50 %) est transformé directement en soufre élémentaire au cours du lessivage sous pression.

Même si le procédé S-C permet d'obtenir du cuivre cathodique à étirer, il fait appel à plus d'énergie que la technique du "lessivage au chlorure" puisque l'électro-extraction a lieu dans une solution cuivrique et que la réaction anodique produit de l'oxygène. Les besoins en énergie sont donc jusqu'à quatre fois supérieurs à ceux de la technique de l'électrolyse du chlorure cuivrique dans des cellules à diaphragme. De plus, les frais d'équipement liés à cette technique sont

beaucoup plus élevés du fait qu'il faut utiliser un four de grillage, une installation de fabrication d'acide et une installation Claus. Même s'il est possible de récupérer les métaux précieux et le molybdène à partir des résidus de lixiviation, cette technique n'a pas véritablement fait ses preuves, et ses coûts n'ont pas été établis.

Le procédé Arbiter est une autre des techniques de traitement hydrométallurgique du cuivre qui a été étudiée dans une installation expérimentale (27). Cette technique procède par lixiviation à basse pression du sulfate d'ammoniaque-ammonium pour solubiliser le cuivre et transformer le fer en hydroxyde insoluble. Les sulfures sont transformés en sulfate d'ammonium que l'on fait bouillir avec de la chaux afin de récupérer l'ammoniaque et d'éliminer le sulfate sous forme de gypse. Le cuivre est récupéré par l'extraction au solvant et par l'électro-extraction dans des milieux de sulfate acide. Les résidus de lixiviation retiennent les métaux précieux qui, dit-on, peuvent être récupérés par cyanuration.

Cette technique n'a jamais été commercialisée en raison, probablement, des coûts élevés des agents de réaction (ammoniaque) des besoins considérables en énergie (électro-extraction, ébullition avec de la chaux) et la difficulté de séparer les solides et les liquides. Tous ces facteurs en font donc une technique peu intéressante sur le plan économique.

Fusion et affinage du nickel (procédés de traitement pyrométallurgique)

Le Canada compte trois fonderies de nickel et une installation d'extraction hydrométallurgique du nickel, ce qui représente, au total, une capacité de production nominale d'environ 265 000 tonnes de nickel par année, dont approximativement 80 % est transformé au Canada même en produits affinés du nickel. Une société produit une matte de nickel-cuivre qui est affinée à son usine d'outre-mer.

De nombreuses techniques pyrométallurgiques et hydrométallurgiques d'extraction et d'affinage du nickel sont utilisées ou en voie de mise au point un peu partout dans le monde. Cependant, nombre de ces techniques s'appliquent à la récupération du nickel et de sous-produits à partir uniquement, des gisements de latérite ou de nodules marins. Puisqu'il est hautement improbable que ces gisements ou nodules ne deviennent un jour une source d'approvisionnement en nickel pour les fonderies canadiennes, le présent document se limite à la description des techniques qui s'appliquent uniquement au nickel sulfuré que l'on trouve à l'état naturel ou qui est produit de façon artificielle à titre de procédé de récupération du nickel, sous forme de concentré, à partir des autres sources de minerai.

Il est également à remarquer que les techniques d'extraction et d'affinage du nickel sont plus complexes que celles du cuivre, en raison surtout du fait que le cuivre, le cobalt et les métaux du groupe platine sont presque toujours associés à des gisements de sulfure de nickel et que l'application de techniques efficaces de récupération de ces sous-produits influe fortement sur la rentabilité des procédés. Le rapport fer-nickel élevé des concentrés de nickel explique bien la nécessité absolue de trouver des techniques de nettoyage de la scorie permettant de récupérer le maximum de nickel et de sous-produits associés au cours du procédé d'extraction pyrométallurgique.

Fonderies à réverbère

La fonderie de nickel Copper Cliff de l'Inco a été construite en 1930 (28,29). Des concentrés de nickel renfermant environ 10 % de nickel et 2 % de cuivre sont partiellement grillés en présence d'air dans des fours de grillage à soles multiples et fondus dans des fours à réverbère afin de produire une matte contenant de 20 % à 25 % de cuivre-nickel et une scorie de rebut. La matte est ensuite oxydée afin d'en retirer le fer et le soufre dans des convertisseurs classiques Pierce Smith. La scorie de convertissage est recyclée dans des fours à réverbère. La matte de convertissage qui contient environ 50 % de nickel, 26 % de cuivre et 0,5 % de fer est coulée dans des moules pour refroidissement lent et séparation par broyage, flottation et séparation magnétique en un concentré de sul-

fure nickélifère (70 % du nickel, 1 % de cuivre), un concentré de sulfure cuprifère (73 % de cuivre, 5 % de nickel) et un concentré métallique (65 % de nickel, 20 % de cuivre) que renferme également la plupart des minéraux précieux et des métaux du groupe platine qui se trouvaient à l'origine dans les concentrés. Le concentré de cuivre est converti en cuivre noir à la fonderie de cuivre et la scorie de convertissage du cuivre, qui contient du nickel résiduel, est recyclé à la fonderie de nickel. Le concentré de nickel est grillé en présence d'air enrichi d'oxygène dans des fours de grillage en lit fluidisé afin de produire un oxyde de nickel qui est vendu tel quel ou qui subit un affinage plus poussé au moyen d'un procédé de réduction de l'hydrogène par chloration afin d'en retirer le cuivre et de produire un alliage de nickel à 95 %. L'oxyde de nickel est également envoyé à l'affinerie de Port Colborne pour y être réduit au cours de sa fusion avec du coke, puis coulé et électro-affiné de façon à donner du nickel très pur ainsi que du cuivre et des sous-produits de cobalt.

Le concentré métallique est traité à l'affinerie de nickel Copper Cliff (construite en 1973) afin de produire des boulettes et de la poudre de nickel d'une grande pureté et de la poudre de ferro-nickel (29,30). Le procédé comprend la fusion et la désulfuration contrôlées en présence d'oxygène dans un TBRC. Le produit métallique fondu est granulé à l'eau et soumis à un procédé de carbonylation sous forte pression à température modérée, où il y a réaction du nickel et du CO pour former un nickel de carbonyle qui est liquéfié et purifié à nouveau dans une colonne de distillation afin d'en retirer le fer. Le nickel carbonyle est alors décomposé par procédé thermique pour former des boulettes de nickel très pures et du CO, qui est réutilisé. Du fer présent dans le concentré métallique qui a réagi pour former du fer carbonyle est récupéré sous forme de poudre de ferro-nickel (29 % de nickel). Du cuivre, du nickel résiduel, du cobalt, des métaux précieux et des métaux du groupe platine sont récupérés à partir des résidus obtenus du traitement carbonyle. Les résidus sont lixiviés sous pression à l'oxygène en présence de l'électrolyte épuisé afin de dissoudre de façon sélective le nickel et le cobalt qui sont précipités sous forme de carbonates, puis récupérés et affinés de nouveau pour qu'ils donnent des produits de nickel et de cobalt. Le cuivre est également récupéré par lixiviation sous pression en présence d'oxygène, puis purifié et soumis à l'électro-extraction pour produire du cuivre cathodique de grande pureté. La concentration et la récupération des métaux précieux et de ceux du groupe platine qui se trouvent dans les résidus du lessivage ont lieu à Port Colborne et à l'étranger où ils sont expédiés.

Comme dans le cas des fours à réverbère utilisés pour l'affinage du cuivre, les principaux problèmes soulevés par la fonderie de nickel de Copper Cliff sont associés au contrôle des émissions de SO_2 et à la consommation d'énergie. Une proportion d'environ 80 % de tout le soufre contenu est éliminé sous forme de SO_2, soit 40 % au cours du traitement du minerai dans les fours à réverbère et de grillage, et 40 % dans les convertisseurs.

1. Les flux de gaz dégagés par les fours à réverbère et les fours de grillage à soles multiples sont trop dilués et ceux des convertisseurs sont trop variables pour être facilement récupérés et transformés en SO_2 dans une installation de fabrication d'acide.
2. Ce procédé de fusion qui nécessite de grandes quantités d'énergie ne permet pas d'utiliser les combustibles sulfureux contenus dans les concentrés pour minimiser les besoins en combustibles carbonés.

Tout le SO_2 actuellement produit dans une fonderie de nickel est libéré dans l'atmosphère. Pour récupérer le plus de SO_2 possible et réduire les besoins énergétiques, il faudrait mettre au point un procédé de fusion et de conversion en continu qui pourrait utiliser de l'oxygène pour produire une matte de cuivre-nickel très pure et une scorie de rebut et, du même coup, produire un flux très concentré de SO_2 et minimiser les besoins en combustible carboné. Il faudra peut-être griller, au préalable, les concentrés à forte teneur en ferro-nickel en raison de certaines considérations relatives au bilan énergétique du pro-

cédé d'énergie. Le grillage peut s'effectuer dans des fours de grillage en lit fluidisé qui permettront également d'obtenir un flux de SO_2 continu et très concentré.

Fonderies électriques

La Fonderie et affinerie de nickel Thompson de l'Inco, construite en 1961, utilise des fours de grillage en lit fluidisé afin d'effectuer un grillage partiel du concentré qui est ensuite fondu dans un four électrique pour donner une matte titrant 25 % de nickel et de la scorie de rebut (29,31,32). La matte est ensuite oxydée dans des convertisseurs classiques par charges afin d'en éliminer le fer et le soufre, ce qui donne une matte titrant de 75 % à 80 % de nickel et de cuivre qui est coulée en anodes destinées à l'électro-affinage. La matte de convertissage est réintroduite dans le four électrique. À l'affinerie, un électrolyte composé de chlorure et de sulfate à pH contrôlé sert à produire des cathodes de nickel très pur à partir d'anodes de matte impure. Il faut ensuite avoir recours à un système perfectionné de purification de l'électrolyte pour éliminer l'arsenic et le fer et obtenir du cobalt et du cuivre comme sous-produits. Un système d'épuration des anodes par sac filtrant est également utilisé afin de récupérer les résidus anodiques et d'empêcher l'infiltration d'impuretés dans le compartiment des cathodes. Ce qui reste de l'anode est traité pour en récupérer les métaux précieux et le soufre élémentaire produits au cours de l'électrolyse. La partie non dissoute de l'anode est recyclée partiellement à l'usine de fusion et partiellement au cours de l'affinage afin de maintenir les concentrations nécessaires de nickel dans l'électrolyte.

La fonderie de nickel de la Falconbridge dont la construction a pris fin en 1978 est essentiellement une version moderne de celle de l'Inco et utilise des fours de grillage en lit fluidisé, des fours électriques et des convertisseurs afin de produire une matte titrant 75 % de nickel et de cuivre (33). La Falconbridge expédie cette matte à son affinerie de Norvège où elle est traitée pour donner du nickel affiné, des produits de cuivre et de cobalt et des métaux précieux récupérés comme sous-produits. L'affinerie en question utilise deux procédés différents d'affinage. Dans le Procédé de lixiviation de la matte de la Falconbridge, la matte est lixiviée dans une solution concentrée de HCL afin d'effectuer une dissolution sélective du nickel (34). La solution est ensuite épurée par des techniques d'extraction au solvant pour en éliminer le fer et récupérer le cobalt et tout le cuivre extrait. Du chlorure de nickel d'une grande pureté est cristallisé à partir de la solution et converti en oxyde de nickel par oxy-hydrolyse dans une cuve de réaction en lit fluidisé. Des granules de nickel d'une grande pureté sont obtenues par réduction de l'hydrogène de l'oxyde de nickel dans un four rotatif. La plus grande partie du cuivre et de tous les métaux précieux et les métaux du groupe platine demeurent dans les résidus de lixiviation. Le cuivre est récupéré par grillage et lixiviation à l'acide sulfurique puis épuré au moyen d'une méthode classique et soumis à l'électro-extraction pour produire des cathodes de cuivre. Des métaux du groupe platine, de l'or et de l'argent sont récupérés des résidus de lixiviation à l'acide.

Au cours de la lixiviation de la matte, la plupart des sulfures sont convertis en H_2S, que l'on peut récupérer sous forme de soufre élémentaire dans une installation Claus, ou oxydés pour donner du SO_2 qui est ensuite récupéré sous forme d'acide ou de SO_2 liquide. Entre autres avantages, le procédé permet de récupérer du nickel par réduction directe à l'hydrogène du chlorure ou par l'électro-extraction de la solution chlorique (35). Cependant, le procédé n'a été appliqué que dans une fonderie relativement petite (d'une capacité de production annuelle de 7000 tonnes de nickel).

Le second procédé d'affinage fait appel à la lixiviation en deux étapes de la matte dans une solution de chlore aqueuse et contrôlée afin de séparer le cobalt de façon sélective et de convertir les sulfures en soufre élémentaire (36,37). Le cobalt est donc séparé par extraction au solvant, et la solution de chlorure de nickel est ensuite épurée pour en retirer le fer et le plomb. Le nickel et le cobalt sont tous deux récupérés

par électro-extraction et le chlore produit dans la cuve d'électrolyse est réutilisé. Tout le cuivre, les métaux précieux et le nickel résiduel demeurent dans les résidus de lixiviation. Le cuivre est récupéré par grillage, lixiviation sélective à l'acide sulfurique et électro-extraction. Le nickel et le cuivre qui restent sont récupérés par lixiviation au chlore et traités de nouveau. Les métaux précieux sont traités à l'affinerie des métaux précieux où ils sont séparés des résidus et récupérés.

Au cours de la fusion par fours électriques, et dans le cas de la Falconbridge et dans celui de l'Inco, près de la moitié du soufre contenu dans les concentrés est éliminée sous forme de flux gazeux continu contenant 10 % de SO_2 au moment du grillage des concentrés en lit fluidisé. La Falconbridge récupère le SO_2 dans son installation de fabrication d'acide. À l'Inco Thompson, le SO_2 est libéré dans l'atmosphère en raison des restrictions commerciales imposées à l'emplacement même de la fonderie sur la production d'acide. Au cours de l'application des deux procédés, les gaz libérés dans les fours électriques sont trop dilués et ceux du convertisseur sont trop variables rendant ainsi difficile leur conversion en acide. Ces gaz qui sont par conséquent libérés dans l'atmosphère correspondent respectivement à 10 % et 25 % de la teneur originale en soufre du concentré. Environ 12 % de la teneur originale en soufre demeure dans la matte produite et le reste, soit un pourcentage relativement faible passe dans la scorie de rebut.

L'Inco a mis au point et expérimente actuellement un nouveau procédé de grillage - fusion par fours électriques qui lui permettra, au cours du grillage en lit fluidisé, d'éliminer environ 80 % de la teneur totale en soufre des concentrés sous forme de flux gazeux contenant 10 % de SO_2. Un four électrique est utilisé pour des opérations de réduction afin de produire une matte de nickel-cuivre de catégorie supérieure (environ 50 %) et une scorie de rebut. Une méthode classique de conversion discontinue est ensuite utilisée pour obtenir une matte titrant de 75 % à 80 %. La scorie de convertissage est recyclée dans les fours électriques. À l'échelle commerciale cette technique peut selon les teneurs requises de la matte poser certaines problèmes associés aux pertes de métaux dans la scorie. Cependant, le procédé permet de récupérer facilement 80 % du soufre total sous forme d'acide et de limiter les émissions de SO_2 à environ 10 % du soufre contenu. Ces émissions de SO_2 proviennent à part égale des gaz des fours électriques et de ceux des convertisseurs qui sont respectivement trop dilués et trop variables pour être facilement convertis en acide.

En règle générale, le procédé de fusion par fours électriques facilite la récupération de 50 % à 80 % du soufre contenu dans les concentrés. Le soufre est en effet récupéré sous forme de gaz à forte teneur en SO_2 qui est ensuite converti en acide. Cependant, ce procédé nécessite l'apport de grandes quantités d'énergie puisqu'il ne permet pas l'utilisation efficace des combustibles sulfureux contenus dans les concentrés afin de minimiser la consommation totale d'énergie. Néanmoins, cette nouvelle technique de l'Inco permet de limiter les émissions de SO_2, à 10 % ou moins de la teneur totale en soufre contenu dans les concentrés, tout en facilitant la récupération et la transformation en acide de 80 % du soufre libéré sous forme de gaz dans les fours de grillage. De plus, presque tout le soufre contenu dans la matte de nickel de cuivre obtenue à la dernière étape du traitement (environ 10 % de la teneur totale en soufre) peut être facilement récupéré au cours de l'affinage, soit sous forme de soufre élémentaire si la matte est soumise à l'électro-affinage ou à la lixiviation, soit sous forme d'acide si l'on procède à la séparation de la matte puis au grillage en lit fluidisé afin d'obtenir de l'oxyde de nickel. Puisque cette technique utilise surtout de l'électricité pour assurer la fusion du nickel et très peu de combustible carboné à coût élevé, l'Inco a peut-être trouvé là un compromis raisonnable entre les exigences environnementales et les considérations énergétiques.

Fours flash

Des fours de fusion flash Outokumpu sont utilisés pour le traitement de concentrés de

nickel en Norvège, en Australie et au Botswana, et une nouvelle fonderie est actuellement en construction en U.R.S.S (29,38). Dans ce procédé, un concentré préséché et un fondant sont soumis à un grillage superficiel en présence d'air ou d'air enrichi d'oxygène pour produire une matte titrant de 45 % à 60 % de nickel et de cuivre, et un gaz contenant 10 % ou plus de SO_2 qui peut être facilement récupéré dans une usine de fabrication d'acide. La matte est ensuite oxydée dans des convertisseurs classiques afin d'obtenir un titrage de 75 % à 85 % et elle peut alors être affinée. La scorie de fusion et de convertissage est nettoyée dans des fours électriques par l'addition de coke et d'un agent sulfatant (habituellement de la pyrite) afin d'en récupérer du nickel et du cuivre avant d'être mise au rebut.

Un procédé de lixiviation à l'acide sulfurique suivi de l'épuration et de l'électro-extraction permet de récupérer de la matte du cuivre, du nickel et du cobalt affinés. Les métaux précieux sont récupérés des résidus de la lixiviation.

L'emploi d'air enrichi d'oxygène dans les fours de fusion flash Outokumpu permet d'éliminer jusqu'à 80 % du soufre contenu dans les concentrés sous forme de gaz continu à forte teneur en SO_2 qui peut être facilement récupéré dans une installation de fabrication d'acide. Le procédé fait un usage raisonnablement efficace des combustibles sulfureux contenus dans les concentrés et l'enrichissement de l'air par de l'oxygène permet de limiter la consommation d'énergie au cours du nettoyage de la scorie dans des fours électriques et du préséchage des concentrés.

Un four de fusion "flash" de l'Inco a été mis à l'essai avec des concentrés de nickel (39). Comme pour le traitement du cuivre, ce four qui utilise de l'oxygène pur peut fonctionner de manière autonome et produire une matte titrant de 25 % à 45 % de cuivre et de nickel et une scorie de rebut. On peut y récupérer jusqu'à 60 % du soufre contenu dans des concentrations de SO_2 (plus de 70 %) qui peut être vendu comme SO_2 liquide ou facilement transformé en acide. La très forte concentration de SO_2 et l'utilisation d'oxygène peuvent aussi faciliter la conversion en soufre élémentaire, si cette option s'avère souhaitable en raison des problèmes de commercialisation de l'acide sulfurique (40).

Les procédés flash d'Outokumpu et de l'Inco impliquent de plus le traitement de la matte dans des convertisseurs discontinus afin d'en récupérer le fer et le soufre et de produire une matte de catégorie voulue pour l'affinage. Dans le cas du procédé de l'Inco, la scorie de convertissage peut être recyclée dans le four flash, éliminant ainsi l'étape du nettoyage de la scorie dans un four électrique. Cependant, en raison de la catégorie inférieure de la matte, il faudra éliminer au cours de la conversion discontinue, environ 30 % de la teneur totale en soufre des concentrés, contre à environ 10 % dans le cas du procédé Outokumpu. Le procédé Inco, qui offre un meilleur rendement énergétique n'est pas, cependant, des meilleurs pour contrôler les émissions de SO_2. De plus, il n'est pas certain qu'il permette de maintenir des taux élevés de récupération du nickel et du cuivre sans qu'il faille nettoyer la scorie, surtout lorsqu'il faut obtenir les catégories de matte voulues pour assurer l'élimination de 60 % du soufre à la fonderie. Par ailleurs, ce qu'il faut vraiment, c'est un procédé de conversion en continu qui facilite la récupération du SO_2 au moment de la conversion et offre ainsi une plus grande souplesse de manoeuvre au cours de la fusion.

Fours et convertisseurs en continu

Aucune technique de fusion et de conversion en continu du nickel n'est actuellement utilisée à l'échelle commerciale. Un certain nombre de procédés ont été proposés au cours des dernières années et, au moins un, le procédé WORCRA a été mis à l'essai dans une installation expérimentale (41). Au cours des trois dernières années, l'Inco a cherché à mettre au point, dans le cadre d'un programme à frais partagés avec le gouvernement, une technique en continu de fusion, de convertissage du nickel et de nettoyage de la scorie dans une installation expérimentale de Port Colborne. Les recherches se poursuivent et aucun rapport n'a été publié jusqu'à maintenant.

Procédé de traitement hydrométallurgique du nickel

Procédé de lixiviation à l'ammoniaque de la Sherritt Gordon

Bien que de nombreux procédés de traitement hydrométallurgique aient été étudiés pour extraire le nickel des concentrés de soufre, seul celui de la Sherritt Gordon est actuellement utilisé à l'échelle commerciale, et des installations sont exploitées au Canada depuis 1954 et en Australie depuis 1971 (29,42,43). Dans ce procédé, le concentré de soufre nickélifère est lixivié sous pression en présence d'air dans une solution d'ammoniaque à une pression de 0,8 MPa (115 lb/po^2 en pression manométrique) et à une température de 93°C (200°F), en deux étapes continues, afin de dissoudre le nickel, le cuivre et le cobalt, de transformer le fer en oxyde hydraté insoluble et de transformer le soufre sulfuré en sulfate d'ammonium. Le cuivre obtenu comme sous-produit est récupéré sous forme de sulfure de cuivre de la solution de lixiviation par une ébullition destinée à en retirer l'ammoniaque, puis par une précipitation au H_2S. L'oxydation de la solution contenant du nickel est ensuite poursuivie à des températures et à des pressions beaucoup plus élevées afin de transformer les thiosels en sulfate. Le nickel est récupéré sous forme de poudre métallique par réduction à l'hydrogène sous pression, dans des autoclaves de traitement discontinu. Dans ces conditions le cobalt demeure dans la solution, et tout comme le nickel résiduel, il est ensuite récupéré par précipitation au H_2S. Épurée des métaux, la solution est ensuite volatisée afin de cristalliser le sulfate d'ammonium qui est vendu comme engrais.

Le procédé de la Sherritt est idéal pour la production de poudres de nickel d'une granulométrie contrôlée ayant des applications en métallurgie des poudres et pour lesquelles la Sherritt peut exiger un prix majoré. Le procédé est plus économique à des taux de production inférieurs (de 15 000 à 30 000 tonnes par année de nickel) que les fonderies classiques de nickel. Le procédé permet également de récupérer en sous-produits, du cuivre et du cobalt, quoique le taux de récupération du cobalt soit relativement faible. Cependant, la récupération des métaux précieux qui demeurent dans les résidus de lixiviation n'est pas chose facile. C'est pourquoi il est préférable d'utiliser des concentrés relativement exempts de métaux précieux et de métaux du groupe platine. Une version modifiée du procédé Sherritt (44) appliquée à l'échelle commerciale en Afrique du Sud permet de récupérer des métaux du groupe platine à partir des résidus de lixiviation. Cependant, la matte de cuivre-nickel utilisée est de grande qualité (à faible teneur en fer) ce qui facilite ainsi la récupération des métaux précieux en raison de leur très forte concentration dans les résidus.

Même si le procédé Sherritt ne pose pas de problèmes environnementaux associés aux émissions de SO_2, il nécessite quand même l'emploi de réactifs à coûts élevés (ammoniaque); les fonderies qui utilisent ce procédé doivent donc s'assurer d'un marché suffisant pour y écouler les engrais à base de sulfate d'ammonium obtenus comme sous-produit. La demande de sulfate d'ammonium n'est pas forte en raison du coût élevé de ce type d'engrais. Compte tenu de ce facteur et de la difficulté de récupérer les métaux précieux et les métaux du groupe platine, il est peu probable que cette méthode soit utilisée sur une grande échelle au Canada pour résoudre le problème des émissions de SO_2 surtout dans les régions centrales où les coûts de transport nuisent beaucoup à la mise en marché de ces engrais obtenus comme sous-produit.

Procédé Sumitomo de lixiviation à l'oxygène sous pression

C'est en 1978 que le procédé Sumitomo a été utilisé à l'échelle commerciale dans une fonderie de capacité relativement restreinte (2500 tonnes par année de nickel) pour récupérer le nickel, le cobalt et le cuivre d'une matte titrant 25 % de nickel, extraite d'une latérite au moyen d'une technique de désulfuration (45). Bien que la teneur en nickel et en cuivre soit relativement faible par rapport aux mattes obtenues de convertisseurs, cette matte contient près de 12 % de cobalt et moins de 2 % de fer. Les matériaux de charge pour ce procédé contiennent donc presque 4 fois plus de nickel, de cuivre et de cobalt que les concentrés habituels de nickel obtenus de

minerais sulfurés et sa teneur en fer est de 10 % inférieure à celle qui est normalement associée aux concentrés classiques de nickel. Le procédé n'est donc pas directement applicable aux concentrés classiques de sulfure de nickel qui contiennent beaucoup trop de fer.

Le procédé comprend la lixiviation à l'oxygène sous pression pour transformer le sulfure contenu dans la matte en sulfate de métal. Il faut ensuite purifier le sulfate afin d'en éliminer le fer et les autres impuretés et d'en récupérer le cuivre sous forme de sulfate par précipitation au H_2S. Les sulfates de nickel et de cobalt solubles sont convertis en chlorure et séparés par extraction au solvant. Du nickel et du cobalt très purs sont alors récupérés par électro-extraction dans des cellules d'électrolyse au chlorure. Ce chlorure est ensuite recyclé. Les sulfates sont d'abord convertis en sulfate d'ammonium au cours de la première étape d'extraction au solvant puis sont éliminés sous forme de gypse obtenu par traitement à la chaux du sel d'ammonium afin d'en récupérer et de recycler l'ammoniaque.

Procédé Freeport de lixiviation sous pression du nickel

Une deuxième installation commerciale de traitement hydrométallurgique du nickel par un procédé à peu près semblable à celui de la lixiviation à l'oxygène sous pression a été construite et mise en service aux États-Unis en 1960. L'installation utilisait comme charge d'alimentation une matte de nickel-cuivre à très faible teneur en fer (55 % de nickel) produite d'une latérite cubaine. Les sulfures contenus dans la matte étaient convertis en sulfates de métal puis purifiés; de nickel était alors récupéré de la solution de sulfate d'ammonium par réduction sous pression à l'hydrogène. Ces étapes sont à peu près celles du procédé Sherritt. Des sous-produits constitués de cobalt et de sulfate d'ammonium étaient également récupérés. L'installation est maintenant hors service.

Les procédés Sumitomo et Freeport Nickel sont en réalité des techniques d'affinage de la matte de nickel (plutôt que des techniques d'extraction à partir de concentrés de nickel) qui s'apparentent à la technique Falconbridge de lixiviation au chlorure décrite dans les pages précédentes et utilisée pour le traitement de matte de grande qualité (34,35,36,37). Ces techniques n'ont pas encore été mises à l'essai pour le traitement des concentrés classiques de sulfure à forte teneur en ferro-nickel et leur viabilité est fort peu probable en raison des problèmes associés à l'élimination du fer et à la récupération des métaux précieux. L'emploi des techniques de traitement des sulfates à l'acide (Sumitomo et Freeport) est particulièrement peu recommandé parce que les sulfures sont convertis en sulfate plutôt qu'en soufre élémentaire au cours de l'extraction, donnant ainsi un sous-produit qui n'est pas commercial.

Procédé Inco d'extraction de la pyrrhotite

L'usine de l'Inco qui produit du nickel, du minerai de fer et de l'acide sulfurique à partir de pyrrhotite a été construite en 1955 (28,29). La pyrrhotite contient moins de 1 % de nickel, de sorte que la production de ce métal ne représente qu'une partie peu importante (moins de 1 % en poids) de sa production totale. Des fours à grillage en lit fluidisé sont utilisés pour convertir la plupart des sulfures en SO_2 qui est récupéré dans une installation de fabrication d'acide. Le produit calciné au four, surtout de l'hématite contenant du nickel sous forme de ferrite et de sulfure est réduit de façon sélective en présence de gaz naturel dans des fours rotatifs afin de convertir le nickel en un produit lixiviable et l'hématite en magnétite. Le produit est alors extrait à contre-courant dans une solution ammoniacale, additionnée de CO_2 provenant des gaz du four de réduction. Des séparateurs magnétiques sont utilisés pour séparer les solides dans une solution liquide et la magnétite extraite est agglomérée et frittée sur tamis pour produire des granules titrant 67 % de fer.

La solution nickélifère est traitée pour en récupérer le cuivre et le cobalt, et la solution commerciale est portée au point d'ébullition pour être réutilisée. Le nickel est précipité sous forme de carbonate et décomposé pour produire

un oxyde de nickel réactif. Le taux de récupération du nickel par ce procédé est d'environ 80 %.

Le principal problème lié à l'utilisation de ce procédé consiste en l'incapacité de trouver des marchés et des débouchés suffisants pour les produits du minerai de fer et l'acide. De plus, le taux de récupération du nickel, qui n'est pas excellent, a entraîné certains problèmes de mise en marché du minerai de fer en raison de sa teneur en nickel résiduel.

Autres procédés de traitement de la pyrrhotite

En 1972, la Falconbridge a construit une installation de traitement pour récupérer le ferro-nickel et le sulfure de la pyrrhotite titrant 1,5 % de nikcel (46,47). Dans ce procédé, la pyrrhotite est grillée, agglomérée et réduite avec du charbon-coke et du gaz naturel dans un immense four pour obtenir un produit de ferro-nickel métallisé à au moins 95 %. Les gaz du four de grillage sont aspirés dans une installation connexe de traitement chimique où le SO_2 est réduit en soufre élémentaire au moyen de gaz naturel utilisé comme agent réducteur.

Le four de réduction n'a jamais pu fonctionner à pleine capacité et l'installation a été fermée après moins d'une année d'exploitation surtout en raison des problèmes liés au four, mais également parce que la réduction du SO_2 en soufre à partir du gaz naturel s'est avérée peu rentable.

Une technique de grillage sulfatant a également été utilisée pour le traitement de la pyrrhotite par la Falconbridge et est actuellement utilisée par l'Outokumpu (29,48) en Finlande. Le grillage à température contrôlée permet de convertir les sulfures de fer en hématite et SO_2, alors que le nickel et les autres métaux non ferreux sont convertis en sulfates solubles qui sont facilement extraits du minerai calciné. Le nickel, le cobalt et le cuivre sont récupérés de la solution de lixiviation au sulfate par précipitation au H_2S. Le SO_2 obtenu est converti en acide et l'oxyde de fer est vendu pour la production d'acier.

Comme dans le cas des autres techniques de grillage utilisées pour le traitement de la pyrrhotite, la rentabilité dépend surtout de la disponibilité de marchés avoisinants pour y écouler la production d'acide et de minerai de fer.

Un grand nombre de techniques de traitement hydrométallurgique ont été proposées pour la pyrrhotite. Une étude détaillée des autres techniques possibles a été publiée en 1975 (49). Même si la plupart des procédés sont techniquement réalisables, les plus intéressants sur le plan économique pour le Canada sont ceux qui permettent de convertir facilement les sulfures en soufre élémentaire, tout en minimisant les problèmes liés à l'élimination du fer dans les solutions de traitement et à la conversion en hématite. Le procédé utilisé doit également permettre d'obtenir des taux élevés de récupération du nickel et des sous-produits associés. Les procédés les plus prometteurs sont ceux où le traitement s'effectue dans un milieu de chlorure afin de permettre des taux élevés de conversion des sulfures en soufre à la pression atmosphérique. Les chlorures de fer obtenus peuvent ensuite être oxydés de façon sélective en hématite, alors que le nikcel et les autres métaux non ferreux demeurent dans la solution sous forme de chlorure et peuvent être récupérés par lixiviation. L'oxydation du chlorure et du sulfure peut être exécutée par procédé soit hydrométallurgique (milieu aqueux), soit pyrométallurgique (milieu non aqueux) (50,51,52). Cette dernière technique s'avère intéressante surtout du fait qu'elle est autogène et que le fer et le sulfure sont oxydés à des températures modérément élevées dans un système à sec pour ainsi minimiser les problèmes associés à la séparation des liquides et des solides lors de la récupération du fer et du soufre.

Fusion et affinage du zinc

Le Canada compte quatre usines de fusion et d'affinage du zinc affichant une capacité globale de production d'environ 65 000 tonnes de zinc par année. Les quatre font appel à un procédé de grillage, de lixiviation et d'électro-extraction (RLE) et trois d'entre elles sont munies d'installations de fabrication d'acide qui permettent de contrôler les émissions de SO_2. L'un des producteurs (HBMS) ne dispose pas de telles installa-

tions parce que les gaz de SO_2 obtenus à son affinerie sont trop dilués et qu'il éprouve des problèmes de commercialisation du H_2SO_4 en raison de son éloignement des marchés.

Deux producteurs (la Noranda et la Kidd Creek) disposent d'installations de traitement de la jarosite pour en éliminer le fer, tandis que la Cominco et la HBMS recyclent les résidus de lixiviation de l'usine de zinc dans des fours de fusion du plomb et du cuivre, respectivement, afin d'en récupérer le zinc résiduel ainsi que le plomb, le cuivre et les métaux précieux présents à l'origine dans les concentrés de zinc.

Un producteur (Cominco) est également le premier au monde à avoir une usine de traitement hydrométallurgique du zinc, d'une capacité de production annuelle de 30 000 tonnes de zinc (53). Une deuxième usine du genre faisant appel à la même technologie est en construction en Ontario pour le compte de la Kidd Creek Mines (54).

Procédés de traitement des concentrés classiques de zinc

Procédé de grillage-lixiviation par électrolyse (RLE)

La production électrolytique du zinc est d'utilisation très répandue dans le monde entier (55,56,57,58). Elle représente de loin la plus grande partie de la production mondiale actuelle de zinc. Le procédé fait appel au grillage autogène en lit fluidisé et à fortes températures pour transformer en SO_2 tout le soufre que renferment les concentrés; ce gaz continu à forte concentration (10 %) est facilement récupérable dans une installation de fabrication d'acide. La blende de grillage est habituellement lixiviée en deux étapes à l'acide sulfurique (électrolyte épuisé) afin de récupérer le zinc de la ferrite qui se forme durant le grillage. La lixiviation de la seconde étape est exécutée à une température élevée en présence d'une forte concentration d'acide afin de décomposer la ferrite. Le fer et de légères impuretés sont retirés par précipitation de la jarosite et le milieu de lixiviation est réacheminé vers le premier atelier de lixiviation à l'acide dilué (59,60,61). Le pH de la solution de lixiviation de la première étape est réglé pour une dernière extraction du fer et la solution est ensuite purifiée par cémentation pour en récupérer le cadmium et le cuivre. La solution de sulfate de zinc est ensuite électrolisée pour produire du zinc cathodique de grande pureté. Parfois les résidus de lixiviation sont acheminés vers des fonderies de plomb ou de cuivre pour en récupérer le plomb, le cuivre et l'argent.

Procédé Sherritt Gordon de traitement à l'acide sulfurique sous pression

Ce procédé fait appel à la lixiviation sous pression en présence d'oxygène dans un bain d'acide sulfurique (électrolyte épuisé), à une température de 1500°C, afin de rendre le zinc soluble et de transformer les sulfures de métal en soufre élémentaire insoluble (62,63). La pyrite n'est pas sérieusement attaquée au cours du procédé. Le pH des solutions de lixiviation est réglé afin de permettre l'extraction du fer, de l'arsenic et d'autres impuretés, et ces solutions sont à nouveau purifiées au moyen de techniques classiques de cémentation afin de récupérer le cadmium et le cuivre. Du zinc cathodique de grande pureté est produit par l'électrolyse d'une solution de sulfate de zinc. L'électrolyte épuisé est traité afin d'en contrôler les niveaux de chlorure avant le recyclage à l'atelier de lixiviation. Du soufre élémentaire peut être récupéré des résidus de lixiviation. Dans certains cas ces résidus sont retraités dans des fonderies de plomb ou de zinc pour en récupérer le plomb, le cuivre et l'argent.

Dans le cas de concentrés de zinc de grande qualité (titrant plus de 50 %) les procédés RLE et PSA ne posent aucun problème important. Le taux de récupération du zinc est d'au moins 95 % et le choix de l'une ou l'autre des techniques permet à l'industrie d'opter pour la production d'acide ou de soufre élémentaire comme produit commercial.

Le procédé PSA permet également le traitement de concentrés de zinc de catégorie inférieure. Cependant, ni l'une ni l'autre des techniques ne permet de récupérer des résidus de lixiviation des sous-produits constitués de plomb, de cuivre et d'argent d'une valeur notable. C'est

la récupération de l'argent qui pose surtout un problème puisque de nombreux concentrés de zinc contiennent de grandes quantités d'argent qu'il est difficile de récupérer des résidus de lixiviation à forte teneur en fer par une technique économique.

Procédé d'extraction des concentrés collectifs
Procédé de fusion de l'Imperial

C'est le seul procédé utilisé actuellement à l'échelle commerciale pour traiter les concentrés collectifs qui contiennent essentiellement du zinc et du plomb, avec de faibles quantités de cuivre et de métaux précieux (64). Treize usines utilisent ce procédé dans le monde. L'une a été construite au Canada et ne s'étant pas avérée rentable pour le traitement des concentrés collectifs elle a été transformée en fonderie de plomb. Toutes les fonderies utilisant ces procédés mélangent une proportion très précise de concentré à teneur relativement élevée en zinc et en plomb afin d'obtenir la plus grande partie de la matière qui sera traitée. Des quantités considérables de "concentré collectif pur" peuvent être mélangées et récupérées par le procédé.

Les concentrés mélangés se voient ajouter un agent de frittage recyclé et sont grillés en présence d'air dans une installation de frittage afin de transformer la plupart des sulfures en SO_2 et d'obtenir un sinter fritté de zinc-plomb-oxyde de fer qui est concassé, criblé et utilisé comme charge d'alimentation d'un haut fourneau avec suffisamment de coke et de fondant pour produire un lingot de plomb fondu et de scories fondues qui seront mises au rebut. Ces déchets sont récupérés au fond du four. Le zinc s'évapore du four et est condensé dans un condensateur splash par dissolution dans un jet recyclé de plomb fondu et chaud. Le plomb fondu est ensuite refroidi dans des lavoirs, provoquant ainsi la cristallisation hors solution du zinc qui se met alors à flotter à la surface du plomb fondu. Le zinc est écumé tandis que le plomb refroidi est réintroduit dans le condensateur. La plus grande partie du zinc produit est vendu à titre de zinc "de première qualité de l'Ouest", dont la teneur atteint 1,5 % en plomb. Du zinc de catégorie supérieure peut toutefois être reproduit par distillation dans des colonnes à reflux. Le zinc et le cadmium sont distillés et récupérés séparément tandis que le plomb fondu est récupéré de la décharge de la colonne. La plupart de ces usines ont un atelier d'affinage du zinc qui permet de répondre à la demande de zinc de qualité supérieure.

Le SO_2 du four de frittage est récupéré dans une installation de fabrication d'acide et le lingot de plomb du haut fourneau est habituellement affiné par électrolyse afin qu'il devienne un produit d'une grande pureté et que soient récupérés les métaux précieux qui recouvrent l'anode. Le cuivre du lingot de plomb est récupéré sous forme d'écume de plomb et de cuivre.

Actuellement, les installations utilisant le procédé de l'Imperial permettent d'obtenir un taux raisonnable de récupération du zinc, du plomb et de métaux précieux (environ 95 %). Elles ont un rendement énergétique raisonnable, grâce à l'utilisation de la chaleur perdue pour assurer le préchauffage des hauts fourneaux par un mélange d'air et de coke. Cependant, étant donné la température élevée d'exploitation, le contrôle nécessaire de la granulométrie du sinter dans le haut fourneau et la grande importance du recyclage du sinter et du plomb pour contrôler la température du four de frittage et celle du condenseur de zinc, respectivement, ainsi que les problèmes associés au contrôle des émissions fugaces de gaz et au traitement des matériaux, cette technique ne permet pas de répondre facilement aux règlements actuels et futurs en matière de protection de l'environnement, de la santé et de la sécurité, surtout en ce qui concerne les émissions de plomb et éventuellement d'arsenic. De plus, les taux de récupération du cuivre et du cadmium sont généralement faibles et le procédé ne permet pas de produire du zinc très pur sans le soumettre à d'autres étapes plus poussées d'affinage à des températures élevées. Enfin, le procédé ne se prête pas au traitement d'une grande variété de concentrés collectifs de différentes teneurs et rapports en plomb-zinc. Les taux élevés d'impuretés peuvent également poser un problème pour ce qui est de la pureté du zinc obtenu et du contrôle des émissions d'agents polluants.

Nouvelles techniques de traitement
des concentrés collectifs

Le procédé de lixiviation-grillage-sulfatation (SRL) du Research and Productivity Council du Nouveau-Brunswick et le procédé de lixiviation à l'acide sulfurique sous pression modifié par la Sherritt Gordon (MPSA) sont deux technologies d'origine canadiennes très prometteuses pour le traitement des concentrés collectifs (65,66). Ces deux procédés permettent d'obtenir du zinc électrolytique et des sous-produits constitués de plomb-argent et de cuivre de haute qualité qui peuvent être traités ultérieurement dans des usines de fusion du plomb et du cuivre. Les deux peuvent s'appliquer à une vaste gamme de catégories de teneurs en métaux et de degrés d'impureté des concentrés collectifs, et ne présentent aucun problème important quant au contrôle des émissions.

Dans le procédé SRL, les concentrés collectifs sont grillés à une température contrôlée pour convertir les sulfures ferreux en hématite et en SO_2 et les sulfures non ferreux en sulfate. Le SO_2 est récupéré dans une installation de fabrication d'acide et la blende de grillage est lixiviée en deux étapes successives dans une solution d'électrolyte épuisé afin de dissoudre tout le zinc et le cuivre. La solution neutre de la première étape de lixiviation est purifiée par méthodes classiques; du cuivre et du cadmium y sont récupérés et du zinc cathodique est produit par électro-extraction classique. En raison de l'accumulation de sulfate au cours du procédé, l'électrolyte épuisé ne peut être complètement recyclé et il faut disposer d'un circuit de neutralisation à la chaux afin de maintenir la teneur en sulfate et de recycler le zinc. La solution de lixiviation très acide utilisée au cours de la seconde étape, qui contient de fortes concentrations de fer et de zinc obtenues de la dissolution de la ferrite est recyclée dans un four de grillage pour en contrôler la température et décomposer les sulfates ferreux en hématite et en SO_2.

Tout le plomb est converti en sulfate de plomb et demeure dans les résidus de lixiviation avec les métaux précieux. Du plomb et un peu d'argent sont récupérés par lixiviation saline, technique de précipitation par la chaux, qui permet d'obtenir du plombate de calcium de grande qualité (exempt de chlorure) constituant le matériau de charge idéal d'une fonderie de plomb. Le reste de l'argent est récupéré soit par flottation, soit par cyanuration, qui permettent également de récupérer l'or que contiennent éventuellement les concentrés.

Au cours de l'application du procédé MPSA, les concentrés collectifs sont lixiviés sous pression avec de l'oxygène, en deux étapes successives, pour dissoudre le zinc et le cuivre et convertir les sulfures en soufre élémentaire insoluble. La pyrite n'est pratiquement pas touchée au cours de ces étapes. La solution de lixiviation est ensuite purifiée par méthodes classiques pour en récupérer le cuivre et le cadmium; du zinc cathodique est obtenu par électro-extraction classique.

Presque tout le plomb est converti en jarosite de plomb que l'on retrouve dans les résidus de lixiviation avec les métaux précieux, la pyrite et le soufre élémentaire. La pyrite et le soufre élémentaire sont récupérés par flottation tandis que la jarosite de plomb est enrichie par traitement aqueux du SO^2 à des températures d'ébullition pour obtenir du sulfate de plomb. Ce sulfate de plomb et les métaux précieux contenus sont réacheminés dans une fonderie de plomb où ils sont convertis et récupérés.

Les procédés SRL et MPSA permettent tous deux d'obtenir un taux très élevé de récupération du plomb et du zinc (supérieur à 96 %) à partir des concentrés collectifs. Le procédé SRL permet d'obtenir des taux très élevés de récupération (97 %) du cuivre, quelle que soit la teneur en cuivre des concentrés collectifs, et de récupérer du cuivre de catégorie électrolytique lorsque cela est rentable. Le procédé MPSA permet de récupérer jusqu'à 90 % du cuivre contenu; il faut cependant procéder par précipitation à une étape intermédiaire lorsque les concentrés collectifs titrent plus de 1 % de cuivre. Pour ce qui est de la récupération des métaux précieux, les deux procédés devront être perfectionnés, surtout le procédé MPSA dont les pertes au cours de la séparation par flottation des sulfures des résidus de

lixiviation atteignent 25 %. Il faudra mettre au point des méthodes plus efficaces et plus rentables de récupération du plomb et des métaux précieux à partir des résidus de lixiviation obtenus par les procédés SRL et MPSA. Il faudra, de plus, chercher à améliorer la rentabilité de la méthode de récupération du soufre à partir des résidus obtenus par l'application du procédé MPSA.

Un certain nombre de techniques de lixiviation au chlorure aqueux ont été proposées relativement au traitement des concentrés collectifs (25,67,68,69). Ces techniques procèdent par utilisation de chlore, ou de chlorure ferrique ou cuprique, à la pression atmosphérique, pour rendre solubles les métaux non ferreux et convertir les sulfures en soufre élémentaire. La pyrite n'est pratiquement pas touchée au cours du procédé. Le fer et l'arsenic peuvent être éliminés par hydrolyse à l'oxygène et le plomb récupéré par cristallisation du chlorure de plomb, puis électrolysé dans une solution de sels fondus. Du zinc et du cuivre peuvent également être récupérés par électrolyse aqueuse de solutions au chlorure ou au sulfate si la méthode utilisée pour la séparation et la purification permet de convertir le chlorure en sulfate. De l'argent est également dissous par la lixiviation au chlorure et peut être récupéré par voie de cémentation. Cependant, presque tout l'or contenu demeure dans les résidus de lixiviation.

Un procédé pyrométallurgique de chloruration-oxydation a également été proposé pour le traitement des concentrés collectifs (70). Le concentré sec est fondu par la méthode "flash" avec du chlore dans un réacteur de chloruration en continu pour produire des chlorures de métal en fusion et de soufre élémentaire qui est récupéré sous forme de gaz et condensé. Les chlorures de métal sont ensuite transportés au réacteur de déferrisation où l'on ajoute encore du chlore pour éliminer le fer sous forme de chlorure ferrique gazeux. Les autres chlorures de métal non ferreux sont ensuite granulés à l'air ou à l'oxygène afin que tout le reste du fer soit transformé en hématite par oxydation avant dissolution dans un milieu chloruré légèrement acide. Le chlorure de plomb est ensuite cristallisé pour la récupération par électrolyse dans une solution de sels fondus. Les chlorures de zinc et de cuivre sont séparés et purifiés par cémentation et extraction au solvant. Le zinc est récupéré par électro-extraction dans un milieu de chlorure aqueux alors que le cuivre est récupéré soit par cémentation, soit par électrolyse. Des métaux précieux peuvent également être récupérés par cémentation. Le chlorure de fer réagit avec l'oxygène dans un réacteur de déchloruration pour donner de l'hématite de grande qualité et du chlore qui est ensuite recyclé. Le chlore produit dans les cellules d'électrolyse est également recyclé au cours du procédé.

Ce procédé permet d'utiliser toute l'énergie contenue dans les concentrés sous forme de soufre et de convertir tous les sulfures du concentré en soufre élémentaire, les métaux non ferreux en chlorures et le fer en hématite, sans apport extérieur d'énergie. En outre, le procédé offre des grandes possibilités de récupération de toutes les composantes utiles du concentré, notamment le soufre et le fer, qui sont des produits marchands de grande valeur. Cependant, il faudra poursuivre davantage la recherche et le développement en laboratoire et dans les installations expérimentales pour trouver des moyens d'éliminer les impuretés, pour améliorer la conception des réacteurs et les conditions d'application des étapes de traitement pyrométallurgique et pour mettre au point de meilleures techniques de purification des solutions et de récupération des métaux et du soufre.

Fusion et affinage du plomb (Procédés de traitement pyrométallurgique)

Le Canada compte deux usines de fusion et d'affinage du plomb dont la capacité de production totale est d'environ 245 000 tonnes par année. Ces fonderies qui font appel au procédé de frittage et à des hauts fourneaux récupèrent toutes deux le SO_2 du four de frittage dans une installation de fabrication d'acide. L'une (Cominco) procède par affinage électrolytique pour produire du plomb de grande pureté et récupérer des sous-produits précieux. L'autre (BMS) a recours à l'affinage thermique; elle récupère également des sous-produits de valeur. La Cominco

possède également une installation de décrassage de la scorie qui lui permet de récupérer le zinc de la scorie issue du four à plomb.

Procédé de traitement par four de frittage combiné à un haut fourneau

Presque tout le plomb de première fusion produit dans le monde est obtenu au moyen du procédé de traitement par four de frittage combiné à un haut fourneau (71). Les concentrés sont mélangés avec du sinter recyclé, puis grillés dans un four de frittage à tamis mobile pour produire de la scorie de plomb et de fer qui est concassé, criblée et enfournée dans un haut fourneau. Des quantités suffisantes de coke et de fondants sont ajoutées pour produire du plomb noble fondu en barres et une scorie de rebut. Le SO_2 du four de frittage est ensuite récupéré dans une installation de fabrication d'acide. Le plomb noble en barres est affiné soit par électrolyse, soit par voie thermique, ce qui donne du plomb d'une grande pureté, des métaux précieux et d'autres sous-produits.

Les principaux problèmes soulevés par ce procédé ont trait aux émissions de gaz et au traitement des matériaux à température élevée; toute installation qui utilise ce procédé peut difficilement répondre aux exigences actuelles et futures des règlements en matière de contrôle de l'émission d'agents polluants. De plus, le procédé offre un très faible rendement énergétique puisqu'il ne permet pas d'utiliser tout le combustible contenu dans les concentrés sous forme de soufre.

Nouveaux procédés de traitement pyrométallurgique du plomb

Un certain nombre de procédés de fusion directe ont été proposés pour le traitement des concentrés de plomb au cours des dernières années (72). Au moins trois d'entre eux ont été mis à l'essai dans une usine expérimentale (73,74,75). Tous reposent sur le principe de la fusion à l'oxygène et du décrassage de la scorie pour obtenir du plomb en barres et de la scorie de rebut. Les procédés qui utilisent de façon judicieuse le combustible sulfureux que contiennent les concentrés sont conçus de façon à minimiser la manutention des matériaux, les quantités de gaz dégagées et les émissions fugaces. Deux des procédés (Outokumpu et KIVCET) utilisent des fours flash pour la fusion et des fours électriques pour le décrassage de la scorie (73,74). Dans un cas comme dans l'autre, il y a utilisation d'oxygène pur et très forte concentration de SO_2 dans les gaz de fusion. Dans le procédé Outokumpu, le four flash et le four électrique sont distincts, tandis que le procédé KIVCET les combine en une seule installation dans le four électrique.

Dans le procédé QSL, la fusion et le décrassage de la scorie sont effectués en un seul appareil de réaction de type Noranda (75). Le concentré est d'abord transformé en pastilles qui sont chargées dans l'appareil de réaction et de l'oxygène pur est ensuite injecté au moyen de tuyères dans la chambre de fusion; enfin, du charbon pulvérisé est injecté dans le compartiment de décrassage de la scorie. Les gaz combinés qui s'échappent de l'appareil de réaction contiennent 15 % de SO_2.

Tous ces procédés permettent d'obtenir un taux élevé de récupération du plomb (98 %) et des sous-produits connexes; le procédé KIVCET permettrait, en outre, de récupérer du zinc. Le SO_2 que contiennent les gaz libérés pendant le traitement est facilement récupérable dans une installation de fabrication d'acide. Dans le cas des procédés Outokumpu et KIVCET, les concentrations de SO_2 sont suffisamment fortes pour produire aussi du SO_2 liquide.

La capacité de traiter les résidus plombifères et les concentrés à forte teneur en impuretés par les procédés en question n'a pas encore été suffisamment démontrée. Il faut acquérir une meilleure compréhension des facteurs qui contrôlent la répartition des impuretés et des sous-produits dans les systèmes de fusion scorie-métal. En outre, l'effet post-production sur les procédés d'affinage (en particulier électrolytiques) peut poser des problèmes qui obligeront à effectuer une étude des techniques d'affinage destinée à trouver des moyens de réduire autant que possible les problèmes relatifs aux impuretés

et de maximiser la récupération des sous-produits, tout en respectant les règlements qui régissent les émissions en usine.

Procédés de traitement hydrométallurgique du plomb

L'un des procédés de traitement hydrométallurgique du plomb les plus intéressants est le procédé de lixiviation au chlorure ferrique (76, 77,78). Bien qu'il existe un certain nombre de variantes, ce procédé fait avant tout appel à la lixiviation sélective au chlorure ferrique afin de dissoudre le plomb en chlorure et de convertir les sulfures en soufre élémentaire. Le chlorure est ensuite cristallisé de façon sélective pour en récupérer le plomb par électrolyse en milieux ou dans une solution de sels fondus, à l'intérieur d'une cellule électrolytique. Le chlore de l'électrolyse est recyclé pour produire du chlorure ferrique.

Le procédé a été mis à l'essai dans une petite installation, mais il faudrait effectuer beaucoup plus de R et D pour mettre au point une cellule de solution aqueuse ou de sels fondus qui puisse être utilisée à l'échelle commerciale et trouver des méthodes viables pour éliminer les impuretés et récupérer les sous-produits (79,80).

PROBLÈMES

SANTÉ ET SÉCURITÉ

La santé et la sécurité des travailleurs est devenue une préoccupation majeure de l'industrie, particulièrement à mesure que l'on connaît mieux les maladies professionnelles (3). Le coût direct des accidents et des maladies industrielles s'accroît à mesure qu'augmentent les indemnités versés, manifestation d'une définition plus générale des maladies indemnisables et des hausses salariales.

La fréquence des accidents varie selon le type de mine et la profession (3). L'exploitation à ciel ouvert est moins dangereuse que l'exploitation souterraine, le taux de mortalité de la première n'étant qu'environ le tiers de la seconde. Dans les mines souterraines d'argent, le taux de mortalité est neuf fois celui des mines souterraines de nickel. Les usines de broyage et les fonderies présentent un milieu de travail moins dangereux, suivies des ateliers et des installations en surface. Le taux d'accident varie d'une société à l'autre. Bien que la taille de l'entreprise semble être un facteur -- présumément, les grandes sociétés peuvent offrir de meilleures conditions de travail et de meilleurs programmes de sécurité -- d'autres éléments peuvent y contribuer.

Bien que la plupart des usines de broyage utilisent des installations efficaces de dépoussiérage, ces appareils ne sont pas utilisés dans les concentrateurs. Les deux principales sources de poussière en suspension dans l'air se trouvent aux points de chute, de transfert et d'alimentation des convoyeurs de minerai et des bulles minéralisées qui éclatent et libèrent de la poussière et des gaz chimiques au-dessus des cellules de flottation. La manipulation de produits chimiques toxiques et corrosifs est aussi dangereuse. L'utilisation d'agents actifs en surface pour supprimer l'accumulation de poussières avant l'enrichissement du minerai pourrait influer sur les propriétés chimiques des minéraux et causer de sérieux problèmes. Les travailleurs des fonderies et des affineries sont également exposés aux poussières, aux gaz, à de fortes températures, à des liquides corrosifs et à des tâches faisant une utilisation intensive de la main-d'oeuvre qui créent des problèmes importants de santé et de sécurité, dont un grand nombre reste encore à résoudre.

ENVIRONNEMENT

Comme la plupart des activités industrielles, le traitement des minéraux peut perturber l'environnement (3). Après l'extraction d'une ressource, le traitement peut affecter la qualité de l'eau et de l'air en dispersant des agents contaminants dans les résidus ou dans l'atmosphère. Les pluies acides, provoquées par l'émission d'anhydrides sulfureux et d'oxydes d'azote dans l'atmosphère, sont l'un des plus importants problèmes environnementaux à résoudre.

Bien que leurs effets écologiques et leurs risques de santé soient encore méconnus, les pluies acides ont indubitablement contribué à

acidifier nos lacs et nos cours d'eau; on croit en outre qu'elles pourraient gâter certaines récoltes et nuire à la croissance forestière, et qu'elles sont capables de contaminer les installations d'eau potable. À moins de pouvoir stopper la libération d'acides dans l'atmosphère et d'en inverser les effets, cette dégradation du milieu se poursuivra.

En règle générale, l'anhydride sulfureux est responsable d'environ les deux tiers de l'acidité des pluies au Canada (l'inverse aux États-Unis), l'autre tiers étant attribuable aux oxydes d'azote. Il est donc la principale cible actuelle des mesures de contrôle étant donné qu'il est la source première d'acidité, et également la plus facile à éliminer (3).

Le problème est particulièrement aigu dans l'est du Canada et dans le nord-est des États-Unis. Les grandes sources d'anhydride sulfureux dans l'est du Canada sont les fonderies de métaux non ferreux qui produisent plus de 40 % des émissions totales dans la région. Aux États-Unis, ce sont les centrales électriques alimentées aux combustibles fossiles, qui représentent bien au-delà de 60 % de toutes les émissions.

À noter que les émanations d'anhydride sulfureux de certaines entreprises de métaux non ferreux de l'est du Canada ont été considérablement réduites durant la dernière décennie. Ainsi, les émanations de la fonderie de l'Inco à Copper Cliff sont passés de 5500 tonnes par jour en 1969 à 2270 en 1980. Cette fonderie a réussi à capter environ 70 % du soufre qui se trouve dans la charge d'alimentation. La fonderie du nickel de la Falconbridge, qui dégageait environ 940 tonnes d'anhydride sulfureux par jour en 1969, n'en émet plus qu'environ 420. Les dispositifs de contrôle de ces émanations, à la Falconbridge, retiennent environ 80 % du soufre que contient le minerai traité. D'autres fonderies réussissent à contrôler plus de 85 % du soufre de leur minerai -- les fonderies de zinc de Valleyfield (Québec) et de Timmins (Ontario), une fonderie de plomb à Belledune (Nouveau-Brunswick) et une fonderie de cuivre près de Kamloops (Colombie-Britannique).

Plus de la moitié de l'anhydride sulfureux qui tombe sur l'est du Canada nous vient des États-Unis, tandis que la contribution canadienne à l'anhydride sulfureux qui se forme au-dessus des États-Unis n'est que d'environ 10 %. À toutes fins utiles, le Canada est la victime de cette pollution transfrontalière -- en termes absolus et relatifs, il reçoit beaucoup plus d'agents polluants qu'il n'en produit.

Il s'agit-là d'une question bilatérale qui ne peut être résolue qu'au moyen de la collaboration avec les États-Unis. En 1980, une entente de principe est intervenue entre les deux gouvernements, établissant ainsi le cadre des négociations qui devraient aboutir à une entente anti-pollution de part et d'autre de la frontière, qui aurait pour principale clause une obligation réciproque de réduire les émanations polluantes. Cette obligation correspond à la responsablité qu'ont les États-Unis, en vertu du droit international de veiller à ce que l'activité menée sur leur territoire ou contrôlée par eux n'endommagent pas l'environnement des autres états.

Les frais directs de réduction des émanations d'anhydride sulfureux devraient être élevés. Le ministère de l'Environnement évalue à 620 millions de dollars (en dollars de 1980) les frais d'équipement que devraient engager les fonderies de métaux non ferreux de l'Est du Canada pour réduire les émanations de 57 %. Les frais d'une réduction de 80 % sont évalués à 1000 millions de dollars. On estime que l'accroissement net des frais d'immobilisation et d'exploitation annualisés d'une réduction de 57 % oscillerait entre 120 et 150 millions de dollars (toujours en dollars de 1980), soit l'équivalent de 33 à 44 ¢ par kilogramme de nickel et de 11 à 18 ¢ par kilogramme de cuivre. Pour une réduction de 80 %, l'accroissement net est évalué à plus de 200 millions de dollars.

D'après le ministère de l'Environnement, à plein régime de fonctionnement, la fonderie de cuivre-nickel de l'Inco à Sudbury devrait débourser 450 millions de dollars (en dollars de 1980) pour réduire de 80 % les émanations d'hydride sulfureux, les frais d'immobilisation et d'exploitation annualisés subissant un accroissement net d'environ 100 millions de dollars. Cela

revient à un coût de 44 à 66 ¢ par kilogramme de nickel produit.

En plus de dégager de l'anhydride sulfureux, le traitement des minéraux peut influer sur la qualité de l'atmosphère, du sol et de l'eau d'un certain nombre d'autres manières. Ainsi, pour la qualité de l'air, les usines métallurgiques peuvent dégager des métaux lourds, des composés inorganiques et organiques et de nombreux gaz autres que l'anhydride sulfureux. La technologie nous offre la promesse de procédés pratiquement non polluants, mais jusqu'à ce qu'elle ait été entièrement mise au point et qu'elle ait fait ses preuves commercialement, les gouvernements devront, comme pour les émanations d'hydride sulfureux, concilier activité industrielle et qualité environnementale.

La dégradation du sol est également inquiétante. Par contre, en raison de l'emplacement éloigné de nombreuses usines d'extraction et de broyage, la pollution visuelle est minime.

L'élément le plus important de la pollution du sol est la contamination éventuelle de la nappe d'eau souterraine par les résidus qui sont éliminés dans les décharges d'effluents contenant du cyanure, des métaux lourds et des thiosels, qui pourraient s'écouler et migrer vers les nappes aquifères sous-jacentes, ou en surface, de sorte qu'ils pollueraient les grands bassins d'écoulement. Dans l'écosystème fragile du nord, où la nature met du temps à se remettre en raison des faibles températures qui y règnent durant la plus grande partie de l'année, cette considération est particulièrement importante.

L'élimination des résidus dans les lacs peut détruire l'habitat du poisson, contribuer à l'eutrophisation et, en général, perturber l'écologie locale. De plus, les océans sont susceptibles d'être pollués par les résidus ainsi éliminés et d'autres produits découlant d'une mauvaise circulation ou d'un mauvais mouvement des eaux dans les régions côtières.

COMPÉTITIVITÉ

La position concurrentielle de l'industrie minérale du Canada sur les marchés internationaux déterminera, dans une large mesure, sa performance au cours des années à venir et sa contribution à l'économie canadienne. Cette compétitivité se fonde sur des coûts relatifs. Plus le coût associé à un gîte de minéraux du Canada est faible, plus ce gisement est concurrentiel par rapport aux autres gîtes du monde (3).

Les éléments les plus importants qui influent sur la position concurrentielle sont la qualité et le type de minerai. Ainsi, prenons le cuivre comme exemple pour illustrer l'importance et la tendance des qualités et des types de minerais.

Les teneurs moyennes des minerais de toutes les réserves canadiennes connues de cuivre ont chuté de façon marquée entre 1960 et 1976, comparativement à celles des autres pays. Ce fait n'est pas absolument négatif, étant donné qu'il sous-entend que le progrès technologique des années 60 et des années 70 a beaucoup réduit le seuil de rentabilité des gisements de cuivre porphyrique d'envergure qui sont exploités à ciel ouvert, ce qui à son tour a eu pour effet d'élargir considérablement les réserves de cuivre canadien. Toutefois, les qualités de minerai du Canada sont considérablement inférieures à la moyenne mondiale. Ainsi, la qualité moyenne du minerai des mines en production au Canada est de 0,7 %, parmi les plus faibles au monde et considérablement en-deçà de la moyenne mondiale de 1,03 %. En d'autres mots, la qualité du minerai de cuivre actuellement exploité au Canada est, en moyenne, inférieure à celle de tous les grands concurrents, exception faite des Philippines, de la Papouasie - Nouvelle-Guinée et du Mexique. Il importe de faire observer cependant qu'en dépit de fortes qualités de minerai au Zaire et en Zambie, les frais d'abattage et de traitement de ces pays sont élevés en raison de terrains difficiles et des caractéristiques métallurgiques des gisements (3).

L'inconvénient d'extraire du minerai cuprifère de plus faible qualité peut être contrebalancé par les co-produits et les sous-produits de valeur que renferment de nombreux dépôts canadiens.

Le Canada renferme essentiellement deux genres de gisements de cuivre -- les dépôts por-

phyriques que l'on trouve en Colombie-Britannique et qui sont exploités à ciel ouvert; et les dépôts sulfurés que l'on trouve surtout au Manitoba, en Ontario et au Québec, qui sont exploités par voie souterraine. Les dépôts sulfurés contiennent des quantités importantes d'or, de nickel, de cobalt et de zinc et, dans une moindre mesure, d'argent, de métaux du groupe platine et de plomb. Dans certaines exploitations minières, la valeur totale des co-produits et sous-produits excède la valeur du cuivre obtenu. On ne peut dire de même toutefois des dépôts de cuivre porphyrique de la Colombie-Britannique. Ceux-ci contiennent peu de sous-produits et de co-produits, bien que certains gisements contiennent des quantités considérables de molybdène et d'or et, dans une moindre mesure, d'argent. Étant donné cette production mixte inférieure de métaux, les dépôts porphyriques sont plus vulnérables aux pression de la concurrence que les dépôts massifs de sulfure.

Durant l'actuelle décennie et celle qui vient, on s'attend à ce que la teneur moyenne du minerai abattu dans les mines canadiennes diminue plus rapidement que celle de nos grands concurrents, accroissant ainsi le désavantage que subit le Canada par rapport aux autres tant du point de vue de la disponibilité des réserves que de la qualité du minerai.

L'emplacement isolé des mines continuera de prendre de l'importance comme facteur déterminant de la compétitivité dans l'industrie minérale. C'est particulièrement le cas au Canada, où de nombreux grands aménagements se produiront vraisemblablement loin de l'infrastructure existante, dans des conditions climatiques difficiles. Outre un coût plus élevé de l'infrastructure, la situation géographique défavorable pourrait entraîner des phases plus longues d'aménagement et de préproduction étant donné l'éloignement des sources d'approvisionnement. Qu'il suffise ici de signaler que l'infrastructure d'un grand aménagement minéral dans le Nord canadien peut représenter bien au-delà de la moitié des frais d'immobilisations totaux du projet.

Par contraste, certains pays du Tiers Monde relativement inexplorés ou mieux nantis en ressources pourraient, à l'avenir, réussir à mettre en valeur des gisements qui seront mieux situés, par exemple au Chili, au Pérou et aux Phillippines. Selon toute vraisemblance, le Canada devra donc faire face à un désavantage comparatif, à mesure que de plus en plus des aménagements se font dans des régions éloignées.

La main-d'oeuvre compte comme le plus important élément, à lui seul, des frais d'exploitation des producteurs de minéraux canadiens. Bien que les traitements et salaires du secteur n'aient en règle générale que témoigné des tendances du reste de l'économie, ils ont constamment dépassé la moyenne pour tout le secteur industriel, l'écart s'élargissant durant les dernières années. Un fossé se creuse également à cet égard entre le Canada et ses principaux concurrents du Tiers Monde.

Depuis la montée en flèche des prix mondiaux du pétrole, le coût de l'énergie a pris une importance nouvelle dans toutes les industries canadiennes, y compris dans le secteur minéral. En tant qu'élément du coût, l'énergie a favorablement avantagé la position concurrentielle de l'industrie minérale canadienne durant les années 80, et elle continuera de le faire. Il pourrait arriver que les prix du pétrole augmentent parfois plus vite au Canada qu'ailleurs, mais durant la décennie, le prix canadien n'excédera pas le prix mondial, étant donné que le prix canadien du pétrole "ancien" est plafonné à 75 % du prix international. De plus, le prix au pair du gaz naturel devrait diminuer. Par ailleurs, le Canada est bien nanti en autres sources d'énergie, par exemple en hydroélectricité et en charbon, et il affiche d'excellentes possibilités d'utilisation de l'énergie nucléaire. L'atout concurrentiel que lui confère le coût de l'énergie, cependant, variera selon le produit minéral, c'est-à-dire que plus il faudra d'énergie pour produire une marchandise, plus il sera avantagé.

Le Canada semble favorisé par rapport à de nombreux autres producteurs de minéraux en termes de technologie d'exploration, d'extraction et de traitement. Pour maintenir cet avantage, le pays devra toutefois demeurer à l'avant-garde, et l'industrie devra continuellement adopter les technologies de pointe.

Les principaux facteurs qui influent sur la position concurrentielle de l'industrie minérale canadienne, sont résumés ci-après, de concert avec leurs répercussions sur l'industrie durant les années 70 et leurs répercussions prévues durant les années 80 (3):

AUTOSUFFISANCE

Plusieurs événements qui ont marqué les dernières années, par exemple la création de l'OPEP, les tensions politiques en Afrique et dans le sud-est asiatique, le rapide changement de l'U.R.S.S., d'exportateur à importateur de certaines matières brutes importantes, ont aggravé les inquiétudes que suscite dans l'ouest la sécurité des approvisionnements en minéraux et en métaux.

Aux tableaux 4 et 5, on trouvera un aperçu des matières que le Canada n'a pas de besoin manifeste d'importer et dont l'importation est due à leur traitement à l'étranger (3).

	Répurcussions sur la compétitivité	
Facteurs	Années 1970	Années 1980
Titrage du minerai	Légèrement défavorable	Légèrement défavorable
Genre de minerai (par exemple, co-produits ou sous-produits)	Très avantageux	Très avantageux
Emplacement	Légèrement défavorable	Modérément défavorable
Frais d'immobilisation	Neutres	Légèrement défavorables
Coûts de la main-d'oeuvre	Nettement défavorables mais tendance à la hausse	Nettement défavorables
Coût de l'énergie	Nettement avantageux depuis 1973	Modérément favorable
Taux de change	Nettement avantageux depuis 1976	Nettement avantageux, en l'absence d'une appréciation
Fiscalité	Légèrement défavorable	Légèrement défavorable
Technologie	Nettement avantageuse	Nettement avantageuse
Environnement	Nul	Légèrement défavorable
Tarifs et barrières commerciales	Nettement défavorables pour les minéraux ouvrés	Nettement défavorables pour les minéraux ouvrés

La principale difficulté, quant à nos métaux communs et à nos métaux précieux, tient au traitement ultérieur de certaines de nos ressources minérales.

La capacité de l'effectuer nous-mêmes est un objectif permanent de la politique canadienne étant donné qu'elle crée de l'emploi, accroît la valeur ajoutée, favorise l'expansion régionale et augmente les recettes fiscales. La plupart des lois provinciales régissant les mines exigent que les ressources soient traitées avant d'être exportées mais elles prévoient certains motifs d'exception. En 1974, le gouvernement fédéral a amendé la Loi sur les licences d'importation et d'exportation afin de favoriser la valorisation de nos ressources. En outre, l'AEIE. se sert du degré de traitement ultérieur au Canada pour évaluer les projets d'exploitation minérale.

En dépit de ces mesures et de la politique sur laquelle elles reposent, la moitié environ de la production des mines de métaux non ferreux du Canada passe encore la frontière sous forme relativement brute. Et bien que la position du Canada à la séance de négociations qui ce sont

Tableau 4 - Matières que le Canada n'a pas de besoin manifeste d'importer

Agrégats de faible poids:	argiles, schistes et scories	Potasse
Amiante	Or	Phrophyllite
Baryte	Gypse et anhydrite	Sel
Bismuth	Indium	Sélénium
Cadmium	Minerai de fer	Silicium: métal
Calcium	Fer et acier	Argent
Ciment	Plomb	Sulfate de sodium
Argiles: courantes	Chaux	Soufre
Cobalt	Magnésium	Tellure
Cuivre	Syénite à néphéline	Oxyde de titane (ilménite)
Gallium	Nickel	Zinc

Sources: Direction de la stratégie des ressources et de l'analyse économique, EMR, sources nombreuses.

Tableau 5 - Dépendance marquée, due entièrement au traitement de minéraux canadiens à l'étranger (teneur du minerai et des concentrés exportés plus grande que teneur du produit importé)

Antimoine	Groupe platine	Tantale
Niobium	Silice: abrasifs artificiels	Tungstène
Molybdène		

Sources: Direction de la stratégie des ressources et de l'analyse économique, EMR, sources nombreuses.

tenues à Tokyo dans le cadre de l'Accord général sur les tarifs douaniers et le commerce se soit fondée sur la même politique, les tentatives faites en vue de réduire les barrières commerciales imposées à l'étranger sur des produits davantage traités n'ont pas été entièrement réussies (3).

Il semblerait que les meilleures possibilités dont dispose le Canada pour le traitement ultérieur soient liées à la forte quantité de concentrés de minéraux non ferreux qui sont exportés. Si tout ce concentré était fondu et affiné au Canada, il en résulterait approximativement 3300 emplois dans cinq nouvelles usines d'importance mondiale qui coûteraient environ 1800 millions de dollars (en dollars de 1980). L'emplacement d'une certaine partie de cette activité dans les régions à fort taux de chômage, par exemple dans le nord-est du Nouveau-Brunswick et au Yukon, mousserait davantage les objectifs d'emploi régional du gouvernement fédéral.

Exception faite des avantages directs d'emploi, une capacité de traitement ultérieur favoriserait l'industrie sur les plans de la commercialisation et du coût. Les produits d'une usine de fusion et d'affinage de cuivre de la côte ouest pourraient se vendre dans le monde entier, offrant ainsi plus de possibilités aux mines de la Colombie-Britannique qui n'ont d'autre choix actuellement que de signer des contrats à long terme avec certaines fonderies japonaises. Une fonderie sur place pourrait traiter les concentrés de minéraux à concentration de métal plus faible que ne sont disposées à acheter les fonderies étrangères; les économies réalisées sur les frais de broyage et les recettes supplémentaires tirées de qualités inférieures d'abattage seraient réalisables avec la collaboration des exploitations

d'extraction et de fusion. De plus, les fonderies canadiennes pourraient tirer un revenu supplémentaire des sous-produits pour lesquels les fonderies outre-mer ne consentent peut-être pas le plein prix lorsqu'elles achètent les concentrés.

La surcapacité mondiale de fusion et d'affinage devrait persister jusqu'au milieu des années 80, après quoi il faudra probablement mettre en place une nouvelle capacité importante de remplacement pour le traitement des métaux non ferreux de première fusion. La mise en place, ici, d'une telle capacité nouvelle est fonction de la mesure dans laquelle le Canada peut éliminer ou réduire les restrictions qui ont empêché ce traitement ultérieur dans le passé.

La fonderie de zinc Brunswick, d'une capacité de 100 000 tonnes, amorcera la production au milieu des années 80, ce qui devrait coincider avec le rétablissement projeté du marché du zinc métal. Ce redressement attendu, conjugué à un régime fiscal favorable, suffirait pour assurer la viabilité financière de la fonderie.

TECHNOLOGIE DE POINTE

Les concentrés sont habituellement produits selon des spécifications qui ont été fixées de façon à répondre aux besoins des fonderies ou en prévision d'applications qui répondront aux besoins généraux, et la plupart des techniques d'enrichissement sont orientées de façon à satisfaire à ces normes. Les techniques contemporaines exigent un emploi courant de matériaux purs qui sont produits par voie chimique. La plupart de ceux-ci sont des minéraux industriels bien que, dans les minéraux métalliques, des surconcentrés de minerai de fer aient été utilisés.

En raison des forts prix qu'il est possible d'obtenir pour ces matériaux produits par voie chimique, qui sont d'une plus grande pureté, en raison de certains progrès de la technique d'enrichissement, il serait avantageux pour l'industrie minérale de pouvoir produire des surconcentrés à partir de minerais qui se prêteraient à un traitement ultérieur. Ainsi, on pourrait commencer par examiner la magnésie pure, le silicium d'une grande pureté pour les fibres optiques, etc.

Le contrôle automatique du procédé d'une opération individuelle dans le traitement des minéraux et d'une usine dans son ensemble en est encore à la phase initiale de développement et de croissance et, à cet égard, est moins avancé que certains autres domaines d'application du génie et de la science de contrôle automatique. Ce retard technologique manifeste semble tenir de difficultés particulières que présentent les procédés de traitement des minéraux à l'ingénieur de contrôle du procédé, comparativement aux procédés "plus propres" utilisés, par exemple, dans les systèmes aérospatiaux et même dans la plupart des usines chimiques.

La mise au point relativement lente des instruments semble découler des variables à mesurer et du climat rigoureux. Leur fonctionnement précis et sans entretien, à un coût raisonnable, pour la prise de mesures aussi simples mais essentielles que la masse rocheuse et le débit et la densité d'une boue dans une canalisation sont des réalisations relativement récentes. À l'autre bout de la gamme des difficultés que présentent les instruments de mesure, citons l'analyse et la mesure directes de la répartition de volume des flots de bouillies. Les principes essentiels à la mesure ont été bien établis en laboratoire mais il a fallu de nombreuses années de recherche avant de pouvoir les appliquer à des instruments d'usine.

D'autres mesures, essentielles à la modélisation et au contrôle, ne sont actuellement pas effectuées dans toutes les usines. Ainsi, dans la flottation de mousse, la concentration d'ions spécifiques et de certains réactifs de flottation, l'adsorption de réactifs, les constantes du taux de flottation, les taux d'écoulement de la mousse, etc., sont des variables importantes. Bien que l'on songe à des instruments prototypes, leur application pratique n'aura pas lieu pour bien des années encore. Aucun groupe de principes théoriques bien établis n'existe pour trouver des solutions optimales pratiques aux problèmes de contrôle dans ce milieu difficile et dans des délais aussi courts.

ÉCONOMIE DES RESSOURCES

L'économie des ressources est un problème complexe que l'on ne peut examiner que si l'on tient compte de nombreux éléments.

La demande mondiale croissante de matériaux a entraîné l'extraction, le traitement et la consommation des ressources sous forme de produits à des rythmes sans cesse plus grands. De plus, les résidus d'extraction et de traitement de ces ressources et l'élimination des produits après leur durée de vie utile ont créé de sérieux problèmes environnementaux. Il est de plus en plus évident, tant du point de vue de la qualité de l'environnement que de celui de l'économie des ressources, que ce cycle non bouclé des matériaux est maintenant inacceptable et qu'il faudra le remplacer par un cycle fermé qui intègre récupération, retraitement et réutilisation. Le recyclage des métaux peut aussi réduire de manière considérable les besoins énergétiques, puisqu'il n'est pas nécessaire de dépenser à nouveau l'énergie qui a été consacrée à extraire les métaux de leur minerai. Cette économie d'énergie peut varier, de 80 % pour le fer à environ 98 % pour le magnésium.

Lorsqu'on planifie une politique d'économie d'énergie, on doit aussi tenir compte des trois moyens qui permettent de faire l'utilisation la plus efficace des ressources minérales et métalliques: substitution, recyclage et utilisation des déchets sous-produits. Le Canada est réputé avoir d'abondantes ressources de plusieurs métaux importants, y compris le cuivre, le nickel et le plomb. Pour ces métaux, les pratiques d'économie d'énergie devraient probablement être axées sur les meilleures techniques de recyclage. Dans d'autres cas, où les ressources en matière brute sont limitées, il faudrait insister sur de meilleures techniques de recyclage. Dans d'autres encore, où nos ressources en matière brute sont également limitées, il faudrait songer à trouver des substituts convenant à certaines applications, réservant ainsi les ressources en jeu à des applications absolument prioritaires. La substitution revêt une importance particulière lorsque la courbe d'utilisation est telle que le recyclage est difficile, voire impossible.

Plus précisément, les usines de préparation des minéraux et les fonderies ne collaborent pas toujours d'une manière qui permette la récupération la plus optimale des valeurs de métaux de certains minerais parce que les fonderies ont besoin de certaines qualités qui ne peuvent être obtenues qu'à des taux de récupération plus faibles.

Étant donné que les usines de préparation et les fonderies peuvent être exploitées de manière rentable au moyen des techniques et des procédés existants, elles sont peu encouragées à essayer, à optimiser et à mettre au point une nouvelle technologie qui permettrait de récupérer de plus grandes quantités des ressources.

Les fines et les bouillies ont toujours créé des problèmes à l'étape du traitement. Bien souvent, il est plus facile d'abandonner cette proportion de fines aux résidus que de s'en servir ou de développer des procédés pour la récupérer.

De nombreux sous-produits sont actuellement éliminés dans les résidus et les laitiers parce qu'il n'existe aucune technique pour les enrichir, parce que le producteur d'un certain produit n'en a pas la compétence ou parce que les sous-produits présents dans le minerai ou le concentré traité ne l'intéressent pas.

Enfin, le pays perd des ressources précieuses lorsqu'il expédie des sous-produits contenus dans les concentrés à des acheteurs étrangers qui offrent peu, si ce n'est rien du tout, pour ces produits bien qu'ils les récupèrent à leurs propres fins.

ÉCONOMIES D'ÉNERGIE

L'industrie minérale consomme énormément d'énergie, surtout à l'étape de la fusion et de l'affinage. Par rapport aux frais directs d'exploitation, l'énergie représente entre 30 % et 35 % du coût du zinc et entre 20 % et 25 % de celui du cuivre.

Jusqu'à tout récemment, on croyait généralement que le Canada disposait d'abondantes ressources énergétiques, facilement exploitables. De récentes études, menées par l'Office national de l'énergie et EMR, ont fait beaucoup pour contredire cette affirmation et pour indiquer que le

Canada pourrait être aux prises avec un problème d'approvisionnement. C'est pourquoi il importe au plus haut point d'encourager une économie encore plus grande au moyen de programmes intensifs qui viseraient à éliminer le gaspillage et à améliorer les techniques d'utilisation de l'énergie dans l'industrie des métaux communs.

Le Canada peut s'estimer plus heureux lorsqu'il s'agit d'électricité étant donné qu'il possède d'importantes réserves d'uranium et de charbon qui peuvent servir à la production d'électricité thermique. De plus, il existe encore au pays quelques sites hydroélectriques qui n'ont pas encore été aménagés. Cette situation devrait encourager l'industrie à préférer l'électricité au mazout lorsque c'est possible.

DIVERSIFICATION

Bien que le Canada soit le troisième producteur mondial de minéraux, la production intérieure d'équipement et de machines d'extraction est disproportionnellement faible, répondant à moins de la moitié des besoins de l'industrie d'extraction et laissant le reste de cet important marché aux fabricants étrangers (3). Les importations canadiennes de machinerie et d'équipement d'extraction en 1980 ont totalisé environ 640 millions de dollars, 53 % de ces achats ayant été faits par l'industrie d'extraction.

Le besoin croissant d'atteindre l'efficacité énergétique, que rendra sous peu la technologie et l'équipement désuets, des normes de protection environnementale plus strictes, une plus grande automatisation et un meilleur contrôle devraient offrir de vastes possibilités de diversification.

MAIN-D'OEUVRE

L'industrie fait face à une pénurie cyclique de main-d'oeuvre spécialisée. Si plusieurs projets de grande envergure sont entrepris en même temps, par exemple dans le secteur pétrolier, le revêtement des canalisations et l'extraction, une plus grande demande pour bon nombre de ces mêmes compétences sera créée (1). Or, cette situation se réalisera au moment même où vieillit le groupe jadis important de jeunes, où la retraite anticipée devient de plus en plus la norme et où la concurrence livrée pour obtenir de la main-d'oeuvre spécialisée devient plus efficace dans d'autres pays.

L'industrie canadienne de l'extraction est vulnérable durant de telles périodes de pénurie, d'une part à cause de l'éloignement de ses installations et d'autre part du fait qu'elle soit méconnue.

Cette tendance naissante (pénurie névralgique de main-d'oeuvre) pourrait entraver les objectifs de croissance et d'expansion de l'industrie et, par conséquent, nuire à l'économie canadienne en général.

Il est singulièrement difficile d'attirer et de conserver des employés dans des régions éloignées (particulièrement dans les Territoires). Les sociétés minières (ainsi que les gouvernements dans le cadre de leurs programmes relatifs aux employés) ont toujours offert des avantages supplémentaires, par exemple des logements subventionnés, des primes de déplacement pour les congés. Bien que le gouvernement s'affaire actuellement à revoir l'état fiscal de ces primes, l'industrie est fermement d'avis que certaines exceptions doivent être faites afin de les exonérer d'impôts, de sorte qu'il soit plus facile pour les employeurs d'attirer et de conserver du personnel dans les régions nordiques et éloignées.

TRAVAUX COURANTS DE R ET D

De nombreux exécutants dans le monde entier se sont livrés au cours des dernières décennies à des travaux de R et D sur l'hydrométallurgie et la pyrométallurgie des métaux communs et, dans une bien moindre mesure, sur la préparation minérale de ces minerais. La récession qui touche actuellement l'industrie minérale a mis fin à un certain nombre de projets canadiens et autres et en a fait reporter de nombreux autres. Il est donc impossible d'arriver à des chiffres précis, mais ce qui suit est une courte liste de certains des exécutants du passé, du présent et du futur et de certains des travaux récents et des travaux en cours.

EXÉCUTANTS

CANMET, grâce à ses Laboratoires des sciences minérales, a consacré environ 150 années-personnes au cours des dernières années à un projet d'envergure sur les minéraux sulfurés complexes à grain fin.

Le Centre de recherches minérales de Québec, qui emploie 130 personnes, exécute certains travaux confidentiels de R et D sur les métaux communs.

Les Mines Noranda Limitée exécutent, à leur centre de recherche de Pointe Claire (Québec) qui emploie environ 100 personnes et à ses nombreuses mines, fonderies et affineries, de nombreux projets à court et à long termes sur les métaux communs.

L'Inco Metals Corporation travaille également, à son centre de recherche de Sheridan Park à Mississauga, Ontario (approximativement 150 employés) et à ses nombreuses mines, fonderies et affineries, à de nombreux projets à court et à long termes de R et D.

La Falconbridge Limited soutient des activités de R et D grâce à son service de recherches (environ 100 employés).

La Sherritt Gordon Mines Limited s'est lancée dans de grands travaux à son service de recherches (environ 75 personnes).

La Cominco Limited exécute des travaux intensifs de développement à son centre de recherches de Sheridan Park, à Mississauga (Ontario), où travaillent environ 100 personnes.

L'Ontario Research Foundation exécute des travaux à contrat pour l'industrie des métaux communs.

Le New Brunswick Research Productivity Council exécute de la recherche sur des minerais sulfurés complexes à grain fin.

La Lakefield Research, grâce à ses installations d'usine pilote, prête ses services à l'industrie des métaux communs.

La Dominion Engineering Works Limited travaille à la conception et à la construction de grandes usines de broyage mises au service de l'industrie des métaux communs.

Les universités, principalement l'université Laval à Québec, celle de l'Alberta à Edmonton, celle de la Colombie-Britannique à Vancouver et, dans une moindre mesure, l'université Queens à Kingston et l'Université de Toronto, effectuent de la recherche de deuxième et troisième cycles ainsi que des travaux contractuels pour des gouvernements ou des établissements industriels.

La plupart des mines autres que celles qui sont susmentionnées consacrent une partie d'une année-personne à des travaux de développement et certaines, comme la Kidd Creek Mines Ltd., peuvent en consacrer jusqu'à dix.

Les consultants ne participent normalement pas à des travaux de R et D, mais certaines maisons comme Bacon and Donaldson à Vancouver effectueront de la véritable recherche sur des projets de métaux communs.

Travaux de R et D récents et permanents

La meilleure façon de résumer les travaux de R et D passés, présents et possiblement futurs est encore ce qui suit:

ANNÉE	DESCRIPTION	EXÉCUTANT	FINANCEMENT
Concentrés de métaux communs en vrac			
1975-1983	Procédé de sulfatation-grillage-lixiviation des concentrés en vrac	Research Productivity Council - Nouveau-Brunswick	800 000 $ - MEER 250 000 $ - Anaconda
1976-1983	Procédé modifié de lixiviation à l'acide sulfurique sous pression des concentrés en vrac	Sherritt Gordon	300 000 $ - MEER 120 000 $ - Sherritt 120 000 $ - CANMET

ANNÉE	DESCRIPTION	EXÉCUTANT	FINANCEMENT
1976-1983	Procédé de lixiviation au chlorure ferrique et procédé de lixiviation et de chloration par voie sèche pour les concentrés en vrac	CANMET	4 500 000 $
1970-1983	Procédés de lixiviation	USBM	
1975-1983	au chlorure des concentrés	Elkem (Norvège)	
1973-1983	en vrac	Minemet (France)	
<u>Concentrés de plomb</u> (Recherche sur le traitement hydrométallurgique)			
1975-1983	Procédé de lixiviation au chlorure/d'électrolyse dans un bain de sels fondus	USBM	50 000 $/a (USBM, St. Joe Minerals et Asarco Cominco)
1975-1977		Cominco	500 000 $/a Cominco
<u>Recherche sur le traitement pyrométallurgique</u> (Fusion en présence d'oxygène)			
1970-1982	Procédé KIVCET	U.R.S.S.	
1977-1983	Procédé QSL	Allemagne	
1979-1983	Procédé Outokumpu	Finlande	
<u>Concentrés de cuivre et de nickel</u>			
<u>Recherche sur le traitement pyrométallurgique</u>			
1980-1983	Nouveau procédé de grillage et de fusion électrique du nickel	Inco	20 000 000 $
1978-1982	Procédé continu de fusion du nickel et du cuivre	Inco	5 000 000 $ (50 % de l'Inco, 50 % d'I et C)
1982-1983	collecte du SO_2 et transformation en sulfate de magnésium	SNA/Noranda	1 000 000 $ (25 % de Noranda, 25 % de SNA, 50 % du gouv. du Québec)
1981-1982	Recherche fondamentale sur les systèmes de laitier - matte - métal	CANMET	2 A.-P.

ANNÉE	DESCRIPTION	EXÉCUTANT	FINANCEMENT
Recherche sur le traitement hydrométallurgique			
1979-1982	Procédé de lixiviation du cuivre au chlorure ferrique	Bacon/Donaldson Co. Ltd.	800 000 $ (Great Central Mines)
1975-1983	Procédé de lixiviation sous pression dans un liquide de sulfate ou de chlorure	Noranda	
1981-1982	Examen du procédé de traitement hydrométallurgique du nickel et du cuivre	CANMET	1 A.-P.
1970-1982	Procédés de lixiviation du cuivre au chlorure	Cyprus Metallurgical (É.-U.)	20 000 000 $
1975-1983	Procédés de lixiviation du cuivre au chlorure	Elkem (Norvège)	
1970-1983	Procédés de lixiviation du cuivre au chlorure	Minemet (France)	
1972-1983	Procédés de lixiviation du cuivre au chlorure	Australie	
1981-1983	Procédé de lixiviation sous pression et de réduction du cuivre en présence d'hydrogène	Univ. Colombie-Britannique	CRSNG

LACUNES ET DÉFIS

En raison de la diversité des produits et des procédés utilisés pour extraire les métaux des minerais et compte tenu de l'exposé des problèmes que doit affronter l'industrie qui sont décrits à la section 3, nous avons regroupé et décrit les lacunes et défis sous deux rubriques, l'enrichissement et la fusion.

ENRICHISSEMENT

Les techniques existantes de concentration ne sont pas tout à fait adéquates pour bien des produits. Il faudra trouver de nouvelles techniques et des promoteurs plus sélectifs pour accroître les taux de récupération de nickel, de cobalt, de platine et de molybdène des exploitations actuelles. Une réduction de la quantité de pyrrhotite dans les concentrés de nickel atté-

nuerait les problèmes que cause le SO_2. Les boues sulfurées représentent une perte importante de métaux dans les résidus, quelquefois aussi élevée que les deux tiers de la perte totale. Les boues d'autres minéraux ont été concentrées avec succès au moyen de floculation sélective (hématite) ou de flottation par addition carburante (anatase de kaolinite, le porteur étant la calcite) mais, jusqu'ici, personne n'a réussi à appliquer ces techniques aux boues sulfurées.

La récupération des sous-produits dans les résidus laisse beaucoup à désirer. Il n'existe toujours pas de techniques vraiment efficaces pour récupérer les quantités, faibles mais de grande valeur, d'étain, de cobalt et de bismuth que contiennent les résidus des usines de flottation au sulfure.

L'étain qui est laissé pour compte dans les résidus de l'usine de la Kidd Creek illustre bien cette perte de ressources minérales. En effet, les résidus contiennent 0,13 % d'étain, ce qui représente environ 10 tonnes par jour ou 3500 tonnes par année. À raison de 6,25 $CAN (5 $US) la livre, la valeur annuelle de cette perte est évaluée à 43,75 millions de dollars. Les méthodes les plus nouvelles de décantation ne permettent de récupérer qu'environ 10 % de cet étain. De la même façon, l'étain éliminé dans les résidus des usines de la Brunswick Mining and Smelting Corporation et de la Heath Steel serait de 0,107 % et de plus de 0,0905 % respectivement (7,81). Si l'on suppose des résidus de 7700 tonnes par jour à la BMS et de 3500 tonnes par jour à la HS, la perte annuelle combinée est évaluée à 3900 tonnes, ou 48,75 millions de dollars.

D'autres sous-produits de valeur qui sont récupérés à une quelconque étape du procédé d'enrichissement du principal métal commun, par exemple dans le cas du zinc: cadmium, germanium, indium, gallium, etc., dans le cas du plomb: bismuth; dans le cas du cuivre: sélénium, tellure, sont perdus lorsqu'ils sont expédiés dans les concentrés aux fonderies d'outre-mer. L'expéditeur ne reçoit rien pour ces quantités minimes d'éléments précieux que contiennent les concentrés. Cela revient donc à une perte de ressources minérales pour le Canada qui devra trouver des méthodes pour les enrichir sélectivement.

CANMET devrait lancer un programme de récupération de l'or et de l'argent des minerais et des résidus canadiens par cyanuration, lixiviation en tas, cyanuration de carbone en pâte et électroformage. La cyanuration des minerais aurifères renaît de ses cendres en raison d'une multitude d'innovations (86). CANMET devrait mieux connaître cette nouvelle technologie afin de pouvoir transférer de l'information aux grands et petits exploitants canadiens. Il existe bel et bien une lacune technologique dans ce domaine, que l'on pourrait qualifier de risque élevé à long terme. Les Canadiens que cette technologie intéresse, pour l'instant, ont dû s'informer chez nos voisins du sud, où la technologie est utilisée dans l'industrie, au Nevada et dans les États de l'ouest. La lixiviation en tas a pour principaux avantages:

1. des frais d'immobilisation et d'exploitation de 20 et 40 % respectivement de moins que ceux du broyage classique;
2. un minimum de perturbation superficielle;
3. la production de moins de résidus ou la nécessité de moins de travaux de remise en état; et
4. un délai de démarrage plus court (de 2 à 3 ans) avant la production, contre 7 à 10 ans au moyen des méthodes classiques.

La cyanuration et le lessivage en tas pourrait bien être le procédé qui permettrait d'accroître l'efficacité d'extraction des sous-produits d'argent durant le traitement des minerais de métaux communs.

Un autre élément du traitement de l'or qui exige notre attention concerne les problèmes liés à l'arsénopyrite présente dans de nombreux petits gîtes qui ne peuvent être exploités parce que les installations existantes ne disposent pas de la capacité de grillage nécessaire. De nouveaux procédés qui contourneraient l'étape du grillage (qui du point de vue environnemental est indésirable) seraient très utiles.

Nous n'avons pas encore suffisamment utilisé les outils que nous offre la nature, ou encore nous ne les avons pas exploités suffisam-

ment, c'est-à-dire que nous ignorons les bactéries qui peuvent modifier les surfaces et retirer les impuretés ou les déchets inacceptables, la végétation qui a des affinités avec certaines espèces définies de matières et qui concentrera sélectivement certains éléments dans sa structure cellulaire. La recherche dans ces domaines promet des surprises très agréables.

Afin d'alléger le coût de l'extraction, il faudra repenser et perfectionner les techniques et l'équipement de manipulation des matériaux, des immeubles, des réactifs et de préconcentration, et les intégrer aux graphiques d'acheminement. Afin de maximiser la valeur des produits, les propriétés de certains types de minerais doivent être mises à profit afin d'obtenir des surconcentrés qui peuvent rivaliser avec les matières produites chimiquement et par conséquent se vendre à prix plus élevé.

Le traitement des fines et les superréactifs de sélection en surface sont deux grands domaines de recherche qui sont d'une quelconque façon liés mais qui exigeront durant les 20 prochaines années beaucoup d'expérimentation et de recherche pour produire des avantages. L'économie des ressources exigera des taux de récupération de 100 % et, par conséquent, l'élimination des pertes dues aux fines et aux boues; une utilisation complète de toutes nos ressources nécessite le traitement de gisements de minerais complexes à grain fin. Ce qu'il faut essentiellement mieux comprendre et traduire dans la pratique, ce sont les propriétés chimiques superficielles des minéraux et le moyen de rendre ces caractéristiques plus dominantes que les propriétés en vrac des matières grâce à une valorisation au moyen de promoteurs plus sélectifs et de techniques de séparation conçues spécifiquement à cette fin. Il faudra de l'équipement pour mettre en pratique ces conclusions. De plus, il faut tenir compte de considérations énergétiques étant donné que la libération est un facteur très important.

Cette libération est un sujet qui doit être étudié séparément étant donné son ampleur; la plupart du temps, elle représente la fraction la plus élevée du coût de concentration. De nouveaux concepts d'extraction des minéraux restent encore à étudier pour s'éloigner des moyens sempiternels de pulvérisation, qui sont inefficaces. Ce domaine de recherche a été encouragé de nombreuses fois et pendant longtemps, mais le problème persiste et doit être résolu. Ce que nous pouvons toutefois résoudre en temps raisonnable est la mise au point de sondes d'extraction directe pour obtenir une automatisation et un contrôle optimaux des circuits de pulvérisation. Les instruments qui servent à mesurer la libération ont déjà été mis au point pour les échantillons de lots. Leurs répercussions sur la connaissance et l'optimisation du procédé peuvent être saisies et la notion de libération prend rapidement le dessus sur celle de caractérisation par taille.

L'utilisation de contrôles et d'instruments efficaces dans les usines de préparation des minéraux reste encore un objectif important à atteindre. Les causes de cette élaboration relativement lente sont toujours les variables d'exploitation à mesurer, qu'il faut définir, et le climat rigoureux dans lequel les instruments doivent fonctionner. La modélisation et la simulation du fonctionnement d'une unité et des diagrammes d'acheminement permettront d'établir les points précis où des contrôles doivent être instaurés; il restera ensuite à concevoir les instruments qui permettront d'effectuer ce contrôle. Il faudra donc effectuer de la recherche innovatrice afin de mettre au point les types de sonde nécessaires.

De nombreuses unités d'utilisation courante aujourd'hui devront de plus en plus affronter le problème, et de nouvelles notions de séparation doivent être explorées à fond afin d'offrir des solutions de rechange aux techniques actuelles d'enrichissement; or, la plupart de ces options relèvent du domaine des fines. Sont de grande importance la séparation solides-liquide, les installations de manutention des matières, la séparation magnétique de fort gradient, les systèmes magnéto-hydrostatiques et magnéto-hydrodynamiques, les systèmes cryogéniques, la floculation - systèmes de flottation, magnéto-cyclônes, pour ne nommer que quelques-uns de ceux que l'on entrevoit actuellement. Il est crucial de creuser profondément ces domaines de recherche et d'effec-

tuer un transfert de technologie à notre industrie minérale. À plus long terme, il est à peu près temps que le traitement dans "l'espace" soit étudié, et cette recherche devra porter sur des problèmes entièrement nouveaux, notamment une gravité faible ou nulle, l'absence d'air ou d'eau, une pression atmosphérique faible ou encore le vide et des températures extrêmes.

L'extraction dans le grand nord est entravée par de nombreuses contraintes et de nombreux problèmes de traitement, mais si l'on veut que le Canada réalise son plein potentiel, il devra trouver une méthode globale à longue portée pour lever les obstacles qui l'empêchent de progresser. Un grand nombre de projets de recherche doivent être entrepris, dont certains ont déjà été mentionnés; ils devront être axés sur les conditions existantes dans le nord. Pour n'en mentionner que quelques-uns, les réactifs de flottation qui agiront sélectivement dans l'eau froide, une filtration plus efficace, des usines modulaires mobiles, une plus grande utilisation de l'automatisation et des contrôles, un recyclage complet de l'eau de traitement, une plus grande considération du faible équilibre écologique, etc.

Les économies d'énergie sont devenues un éternel sujet de discussion, comme il se doit. Encore une fois, bon nombre des sujets mentionnés comprennent des domaines où un nouvel équipement, de nouveaux instruments et contrôle, de nouvelles techniques, de nouvelles méthodes, des stratégies de pré-concentration offriront de grandes possibilités d'économiser l'énergie. Un projet qui mérite une mention particulière à cet égard est celui qui vise à améliorer l'efficacité de séparation dans les usines canadiennes de traitement des minéraux, ce qui représente un but à longue échéance mais qui produira des renseignements extrêmement précieux, résoudra les problèmes de libération et suggérera d'autres méthodes de flottation.

Des décennies de recherche nous permettront de gagner un certain nombre de batailles contre la pollution de l'homme et de l'environnement; il n'en faudra pas moins continuer de livrer la guerre et de résoudre les problèmes ayant trait aux poussières, aux vapeurs et composés toxiques, au bruit, au rayonnement, à l'écoulement d'éléments dangereux dans le sol et dans les eaux causé par l'élimination des résidus. Au cours des prochaines années, la recherche devra se concentrer sur l'élimination des poussières au moyen d'agents de suppression tensio-actifs, sur la réduction du bruit au moyen d'une meilleure conception de l'équipement, sur des circuits de recirculation à 100 % et de nouveaux graphiques de concentration afin de retirer les éléments délétères et sur un meilleur équipement de protection individuelle.

FUSION/AFFINAGE

Le contrôle des émanations de SO_2 sera incontestablement la pierre d'achoppement de l'industrie canadienne de fusion des métaux communs durant la prochaine décennie. Toutefois, d'autres facteurs méritent notre attention car ils ont énormément d'influence sur la viabilité et la compétitivité du circuit de fusion/affinage, par exemple le rendement énergétique, l'élimination des impuretés, les possibilités de commercialisation des sous-produits, une importante récupération des métaux et des sous-produits de métaux et les frais d'immobilisation et d'exploitation. Bon nombre d'entre eux pourraient souffrir des mesures prises afin de mieux contrôler le SO_2. La technologie idéale pourrait donc être un compromis qui minimiserait les problèmes d'ordre environnemental et qui permettrait des taux de récupération acceptables du capital-ressources, tout en maintenant la compétitivité à long terme de l'industrie canadienne de fusion des métaux communs.

CUIVRE/NICKEL

FUSION/CONVERSION

Le problème du SO_2 est encore plus sérieux pour le cuivre et le nickel qu'il ne l'est pour le zinc et le plomb, en raison de la forte quantité de soufre par rapport au métal que renferment les concentrés. Si tout le soufre des concentrés était transformé en acide sulfurique, la production d'acide qui en résulterait se chiffrerait à environ 3 tonnes par tonne de cuivre et à presque 9 tonnes par tonne de nickel. Dans de nombreux pays industrialisés, particulièrement

au Japon, on a obtenu une très forte récupération du SO_2 des gaz de fusion au moyen de la technologie existante. Ainsi, il suffit de mélanger les gaz du convertisseur avec les gaz du four flash pour transformer le SO_2 en acide, de produire du gypse vendable à partir des jets de gaz dilués de SO_2 et d'avoir recours à des procédés coûteux d'absorption du SO_2 (81,82,83) afin de la concentrer et d'en faciliter la conversion en acide ou en gypse. Ces méthodes de contrôle du SO_2 ne sont toutefois économiquement viables que si les débouchés des sous-produits se trouvent à proximité. Or, ce n'est pas le cas au Canada. Il n'existe pas de débouché pour les gypses sous-produits, et les rentrées des usines de fusion canadiennes à partir des ventes d'acide permettent rarement de recouvrer le coût de production. Ce problème est particulièrement épineux pour les usines de fusion isolées dans l'intérieur des terres, où les frais de transport jusqu'aux marchés peuvent être plus élevés que la valeur de l'acide. Bien que le SO_2 liquide produit par l'usine de fusion flash de l'Inco commande un très bon prix par rapport à l'acide, les marchés sont extrêment limités, et les ventes n'atteignent que rarement la capacité de production. Même si l'on pouvait trouver un procédé viable de fusion et de conversion en continu (comme le procédé Mitsubishi pour le cuivre) du cuivre et du nickel afin de faciliter la recupération du SO_2, la commercialisation de l'acide ou du SO_2 liquide continuerait de primer comme problème. Le Canada doit donc faire face à des difficultés uniques à cet égard et devra trouver des solutions en conséquence, particulièrement pour le cuivre-nickel. Il est nécessaire de trouver de nouvelles applications, d'autres options, ou encore les deux, afin d'améliorer les possibilités de commercialisation du sous-produit de soufre en transformant le SO_2 à l'usine de fusion en d'autres produits vendables de plus grande valeur, comme les engrais, le soufre élémentaire ou les produits chimiques sulfurés.

À cet égard, notons que les procédés qui font l'utilisation la plus efficace de l'oxygène pur (par exemple, l'usine de fusion flash de l'Inco) pour produire des concentrations très élevées de SO_2 devraient faciliter la transformation économique de SO_2 en soufre élémentaire ou en d'autres produits chimiques sulfurés. Ces techniques destinées à minimiser le coût de contrôle du SO_2 peuvent être appliquées à tous les procédés pyrométallurgiques qui produisent du SO_2 à titre de sous-produit, quelque soit le procédé utilisé ou le produit désiré. Elles importent donc beaucoup, non seulement comme solutions acceptables au problème des pluies acides, mais aussi pour la compétitivité à long terme de l'industrie canadienne de fusion des métaux communs.

Afin de faciliter l'introduction de techniques de fusion-conversion en continu à bon rendement énergétique du cuivre et du nickel, il vaudrait mieux minimiser les problèmes liés à l'élimination des impuretés et à la récupération des métaux et des sous-produits. Pour ce faire, il faudra élaborer une base de données beaucoup plus perfectionnée sur les propriétés chimiques et physiques des laitiers-matte-métaux en fusion, et sur les effets de leur composition à l'état gazeux sur leur formation en équilibre. La découverte de meilleures méthodes pour rejeter les impuretés indésirables telles que l'arsenic, l'antimoine et le bismuth, et pour réduire les pertes de cuivre et de métaux précieux dans le laitier rehausseront considérablement la viabilité et la flexibilité des procédés en continu du cuivre. La récupération du molybdène et du cobalt devrait également être examinée lorsque des quantités importantes de ces éléments sont présentes dans le concentré. Quant au procédé de traitement continu du nickel, les impuretés qui causent du souci sont l'arsenic, le bismuth, le plomb et le sélénium, alors que les principaux efforts visant à améliorer le taux de récupération devraient être axés sur le cobalt et les métaux du groupe platine, ainsi que sur le nickel et le cuivre. En raison de la très forte teneur en fer des concentrés de nickel, une très faible réduction de la teneur en métaux du laitier peut entraîner un important relèvement du taux de récupération.

Il faudrait également continuer de déployer des efforts afin d'améliorer l'efficacité énergétique des procédés de traitement pyrométallurgique du nickel. Comme pour le cuivre, la

meilleure façon d'y arriver serait de maximiser l'utilisation du soufre combustible que renferme le concentré et de mettre au point un procédé de traitement continu à contrecourant pour produire une matte de qualité supérieure et un laitier à rejeter.

AFFINAGE

Bien que les procédés d'affinage du cuivre et du nickel soient bien établis et qu'ils présentent peu de problèmes, nous pourrions tirer un enseignement utile quant au degré d'épuration exigé par les procédés de fusion et de conversion grâce à de la recherche axée sur une meilleure connaissance des facteurs influant sur l'élimination des impuretés dans les cellules d'électroaffinage et d'électroformage. Cette recherche pourrait également permettre d'améliorer les méthodes de récupération et, à toutes fins utiles d'accroître la récupération de sous-produits comme le cobalt. Des travaux de recherche et de développement sur l'électrolyse en milieu de chlorure importent particulièrement pour le nickel, étant donné que bon nombre des procédés d'affinage font déjà appel à des solutions chlorées, pour l'électroformage comme pour l'électroaffinage. Cependant, les procédés de traitement hydrométallurgique du nickel ou du cuivre sont également susceptibles de s'effectuer en milieu chloré, rendant ainsi les études sur l'électroaffinage pertinentes pour les deux métaux.

PROCÉDÉS HYDROMÉTALLURGIQUES ET AUTRES PROCÉDÉS DE RECHANGE À LA FUSION

Les procédés hydrométallurgiques ne produisent pas de SO_2 et n'engagent donc pratiquement pas de considérations environnementales liées aux émissions polluantes, ni de restrictions de la production imposées par les possibilités de commercialisation de l'acide sulfurique. Certains des procédés peuvent également permettre de convertir la plupart des sulfures que renferment les concentrés de métaux communs en soufre élémentaire, qui peut être récupéré et vendu, si le marché existe, ou stocké indéfiniment sans conséquence environnementale. De plus, le soufre élémentaire a une valeur beaucoup plus élevée en tant que marchandise que l'acide sulfurique et peut être transporté sur des distances au moins trois fois plus longues au même coût. Les procédés qui produisent du soufre seraient donc idéaux pour les mines de métaux communs sulfurés situées dans l'intérieur des terres et, par conséquent, éloignées des marchés de l'acide. Ils peuvent cependant présenter d'autres problèmes liés au contrôle des émissions aqueuses, à la récupération des métaux précieux, aux besoins d'énergie ou encore au déferrage.

Dans le cas du cuivre, les procédés les plus intéressants sont ceux qui convertissent les sulfures que contiennent les concentrés directement en soufre élémentaire, tout en conservant les valences inférieures du cuivre et du fer. On minimise ainsi les frais d'immobilisation et le coût de l'énergie et du procédé. Cette conversion ne peut s'accomplir efficacement que si le procédé s'effectue en milieu chloré. Le déferrage est également facilité dans un tel milieu, et il est possible d'obtenir des produits de fer vendables si l'économie le justifie. La récupération des métaux précieux et la production de cuivre à étirer demeurent toutefois un problème. Il faudra effectuer de la R et D pour trouver des méthodes pertinentes de retirer l'argent et de le récupérer des liqueurs de lixiviation au chlorure afin de faciliter la production de cuivre à étirer; d'optimiser la conception des cellules électrolytiques à diaphragme qui servent à l'électroformage du cuivre en présence de chlorure et de récupérer l'or, le soufre et le molybdène des résidus de la lixiviation. La recherche visant à faciliter la récupération d'un sous-produit de fer spongieux plutôt que d'envoyer au remblai les résidus ferreux pourrait aussi servir à maximiser l'utilisation des ressources, peut-être, à améliorer la rentabilité du procédé.

Dans le cas du nickel, l'option de rechange la plus souhaitable à la fusion classique serait aussi un procédé qui convertirait les sulfures présents dans le concentré en soufre élémentaire. Toutefois, comme mentionné plus tôt, les concentrés de nickel contiennent plus de fer que les concentrés de cuivre et ont habituellement une structure beaucoup plus complexe, contenant du

cuivre, du cobalt, des métaux précieux et des métaux du groupe platine. Afin d'assurer la viabilité économique du procédé, ces sous-produits de valeur doivent être récupérés, et le fer doit être retiré d'une manière qui soit économiquement et environnementalement acceptable. Aucun des procédés mis au point jusqu'ici ne permet une récupération efficace du nickel et des sous-produits associés des concentrés nickélifères tout en convertissant les sulfures en soufre élémentaire. Tout comme pour le cuivre, les procédés les plus prometteurs semblent être ceux qui font appel à la métallurgie du chlorure pour faciliter la conversion des sulfures en soufre élémentaire et du fer en oxydes insolubles. En raison de la complexité de la structure des concentrés de nickel, il faudra effectuer beaucoup plus de recherches fondamentales et appliquées pour optimiser les paramètres de fonctionnement du procédé pour le rejet du fer; convertir les sulfures en soufre; récupérer les métaux précieux et les métaux du groupe platine et récupérer les produits de nickel, de cuivre et de cobalt des solutions de lixiviation au chlorure. Pour ce faire, il n'est pas nécessaire de miser exclusivement sur l'hydrométallurgie. Un procédé d'extraction pyrométallurgique, qui ferait appel à la chloration et à l'oxydation par voie sèche des concentrés sulfurés (52,66,84), peut être très efficace pour transformer les sulfures en soufre élémentaire, le fer en hématite insoluble et les métaux non ferreux en chlorure soluble, qui peuvent alors être séparés et affinés au moyen de techniques hydrométallurgiques. Les étapes pyrométallurgiques du procédé peuvent avoir un rendement énergétique exceptionnel, et le procédé pourrait permettre de récupérer tous les éléments de valeur du concentré, y compris le soufre et le fer, à titre de produits vendables. Le procédé se prêterait donc idéalement aux concentrés classiques de sulfure de nickel ou à la pyrrhotite nickélifère, particulièrement dans les terres intérieures du Canada où les problèmes du SO_2 et la commercialisation de l'acide sulfurique imposent des restrictions considérables sur le traitement ultérieur de ces gisements de minerai au Canada. Le soufre et, peut-être, le fer pourraient également ajouter considérablement aux recettes totales, rendant le procédé plus rentable. À noter toutefois que le procédé de chloration et d'oxydation par voie sèche n'a pas été appliqué au concentré de nickel et qu'il faudra donc effectuer d'énormes travaux à long terme de R et D pour démontrer la viabilité technique et économique de la technologie et ses possibilités d'application aux gisements canadiens.

ZINC/PLOMB

CONCENTRÉS DE ZINC

Le contrôle des émissions de SO_2 des concentrés classiques de zinc n'est pas un grand problème. Dans le procédé de grillage-lixiviation-électroformage (RLE), le SO_2 que dégagent les fours de grillage à lits fluidisés peut facilement être transformé en H_2SO_4 par traitement acide. Si la commercialisation de l'acide est difficile, on peut se servir du procédé de lixiviation à l'acide sulfurique sous pression de la Sherritt (PSA) pour produire du soufre au lieu de SO_2 et d'acide. L'un et l'autre de ces procédés ne présentent pas de difficulté particulière lors du traitement de concentrés de zinc relativement pur, de qualité supérieure. Toutefois, il en va autrement des concentrés de zinc contenant des quantités appréciables d'argent. La récupération de l'argent des résidus de lixiviation selon le procédé RLE est souvent difficile en raison de la complexité du circuit de jarosite pour le déferrage. Dans le procédé PSA, la récupération de l'argent est davantage compliquée par la présence de soufre et de pyrite dans les résidus de lixiviation. De la recherche s'impose afin de mieux comprendre les facteurs qui contrôlent la solubilité de l'argent et son élimination dans les circuits de lixiviation, ce qui entraînera le perfectionnement des méthodes de récupération.

CONCENTRÉS EN VRAC

Bien souvent, les gisements de minerais sont trop complexes et ont un grain trop fin pour permettre une production efficace de concentrés de zinc, de plomb et de cuivre de qualité supérieure au moyen des techniques classiques d'en-

richissement. Dans pareil cas, un concentré en vrac doit être produit afin d'obtenir des taux acceptables de récupération du gisement de minerai. Ces concentrés peuvent renfermer deux ou plus des métaux communs que sont le zinc, le plomb et le cuivre, plus de l'argent, de l'oret d'autres sous-produits associés et ils se prêtent mal au traitement par procédé classique RLE ou PSA. Le procédé de fusion de l'Impériale (ISP) n'offre pas la souplesse voulue pour traiter la vaste gamme de proportions et de qualités de métaux que permettent les concentrés en vrac. Il faudra donc mettre au point d'autres techniques qui permettront de récupérer de manière efficace et économique les métaux de valeur de ces concentrés complexes mais de teneur relativement faible tout en minimisant les problèmes environnementaux qui s'y associent. Le procédé de sulfation-grillage-lixiviation (SRL) de la RPC (65) et le procédé modifié de traitement à l'acide sulfurique sous pression (MPSA) de la Sherritt Gordon (66) sont deux techniques d'origine canadienne qui ont d'excellentes chances de faire leurs preuves techniques et économiques pour les concentrés de zinc; les deux procédés offrent à l'industrie la souplesse qu'il faut de façon à pouvoir produire soit de l'acide (procédé SRL) soit du soufre élémentaire (procédé MPSA) comme sous-produit vendable. Le procédé RSL peut aussi s'appliquer directement au minerai sulfuré complexe, si une telle option s'avérait préférable à la production de concentrés en vrac. Il faudra cependant effectuer beaucoup plus de travaux de développement à l'échelle pilote sur ces deux procédés et, particulièrement dans le but d'améliorer la récupération des métaux précieux, de minimiser les coûts de production d'un produit de plomb de grande valeur et d'éliminer les problèmes associés à l'épuration et au refroidissement des gaz du four de grillage (procédé SRL) et à la récupération du soufre (procédé MPSA).

Comme avec le cuivre et le nickel, les procédés qui font appel à la métallurgie au chlorure pour transformer les sulfures en soufre peuvent aussi s'avérer intéressants à moyen et à long termes pour les concentrés en vrac. Les procédés hydrométallurgiques de lixiviation au chlorure (25,67,68,69), qui peuvent tous s'exécuter à la pression atmosphérique, pourraient être des substituts intéressants du procédé MPSA de la Sherritt. Le procédé pyrométallurgique de chloration et d'oxydation par voie sèche (70) pourrait être idéal pour les minerais très pyritiques ou pour les concentrés en vrac, particulièrement lorsque le soufre élémentaire et, peut-être aussi, le fer peuvent produire des recettes considérablement plus élevées qu'il ne serait possible des ventes de l'acide sulfurique (procédé SRL).

Tant l'hydrométallurgie que la pyrométallurgie au chlorure devront faire l'objet de plus de R et D pour en démontrer la viabilité technique et économique. Le procédé de chloration par voie sèche en particulier exige l'exécution d'études en laboratoire et à l'échelle pilote afin de vérifier les critères de conception pour la chloration dans un four flash et pour la conversion gazeuse de chlorure ferrique en hématite. Ils exigent également beaucoup de recherches afin d'optimiser les techniques d'épuration et d'électrolyse de la solution dans un milieu de chlorure pour le zinc comme pour le plomb, l'électrolyse dans un bain de sels en fusion étant particulièrement importante pour ce dernier.

CONCENTRÉS DE PLOMB

Par souci de santé et de sécurité des travailleurs, de même que du rendement énergétique, le procédé classique utilisant les hauts fourneaux et les fours de frittage pour traiter les concentrés de plomb devra probablement être remplacé par une génération nouvelle de fonderies qui auront recours à des techniques de fusion par grillage superficiel et de décrassage du laitier afin de maximiser l'utilisation de l'énergie que représente le soufre du concentré et de relever les taux de récupération de plomb et des sous-produits associés tout en réduisant le plus possible les problèmes de santé et de pollution que suscitent la manutention des matériaux et le dégagement d'évanescences. Le procédé devra aussi se prêter au traitement de toute une gamme de concentrés et de résidus de plomb contenant divers degrés d'impuretés indésirables. Peu importe le procédé pyrométallurgique choisi, l'élaboration d'une

meilleure base de données sur les propriétés chimiques et physiques des mélanges de métal en fusion dans le laitier et sur l'épuration fera beaucoup pour réduire les pertes de métal des exploitants dans le laitier et fera augmenter les possibilités d'utiliser le procédé pour récupérer les sous-produits et rejeter les impuretés inutilisables. Les travaux de R et D devraient également avoir pour objet de mieux connaître les facteurs de contrôle des impuretés éliminées dans les cellules d'électroaffinage du plomb, ce qui permettrait de mieux établir la quantité d'épuration à effectuer durant la fusion. Il faudrait aussi fouiller l'effet sur la récupération de sous-produits tels que le cuivre, l'antimoine et le bismuth lorsque l'électroaffinage doit remplacer l'affinage thermique pour observer les dispositions réglementaires concernant la quantité d'émissions dégagée au lieu de travail.

Pour mieux protéger l'environnement et la santé, le procédé hydrométallurgique de lixiviation au chlorure ferrique est sans doute idéal pour les concentrés de plomb puisqu'il fait appel à de faibles températures et produit du soufre plutôt que du SO_2. Les taux d'extraction et de récupération du plomb sont, de plus, très élevées. Pas assez de travaux cependant n'ont porté sur la récupération de métaux précieux et d'autres sous-produits et sur la capacité de traiter divers concentrés et résidus de plomb au moyen du procédé. Il faudra enfin concentrer beaucoup plus de R et D, dans des bancs d'essai et des usines pilotes, pour optimiser la conception des cellules d'électrolyse de chlorure de plomb dans un bain de sels fondus et pour définir les avantages techniques et économiques de cette méthode par rapport à l'électrolyse en bain aqueux pour la récupération du plomb et de ses sous-produits associés.

RÉFÉRENCES

1. "Facts and Figures" - L'Association minière du Canada - Publié en 1981.

2. "Annales des minéraux du Canada, 1981"; Secteurs de la politique minérale et de l'énergie; Énergie, Mines et Ressources Canada.

3. "La politique minérale; Document de travail"; Énergie, Mines et Ressources Canada; 1981.

4. "Milling practice in Canada"; Volume spécial 16 du CIM.

5. Chen, T.T. et Petruk, W. "Mineralogy and characteristics that affect recoveries of metals and trace elements from the ore at Health Steel Mines; New Brunswick"; CIM Bull; novembre 1980.

6. "Canadian mines: perspective from 1980"; MR 190; CANMET, Énergie, Mines et Ressources, Canada.

7. Queneau, P.E. "Coppermaking in the eighties - productivity in metal extraction from sulphide concentrates"; J Met 33:2:1:8-46; 1981.

8. "British Columbia copper smelting and refining, technologies seminar"; Paper 1981-5; publié par F.C. Basham; 5-6 novembre, 1980, Vancouver; 11-253; 1981.

9. Antonioni, A.D. et al. "Operation of the INCO flash smelting furnace with recycle of converter slags"; 18e Conférence annuelle des métallurgistes; CIM; Sudbury (Ontario); août 1979.

10. Makine, J.K. et Jafs, G.A. "Production of matte, white metal, and blister copper by flash furnace"; J Met 54-59; juin 1982.

11. Pazour, D.A. "Afton, new Canadian copper mine"; World Min; avril 1978.

12. Danielle, R.A. et Jaquay, L.H. "Full scale TBRC smelting tests on copper concentrate"; dans: 103rd AIME Ann Meet; Dallas (Texas); prétirage; 24-28 février, 1974.

13. Peterson, S. et al. "Treatment of complex cooper concentrates in the TBRC at Boliden"; Can Min Metall Bull 123-127; août 1981.

14. Dayton, S. "Utah copper and the $280 million investment in clean air"; Eng Min J; avril 1979.

15. Bailey, J.B.W., et Storey, A.G. "The Noranda process after six years operation"; 18e Conférence annuelle des métallurgistes, CIM; Sudbury (Ontario); 19-23 août, 1979.

16. Queneau, P.E. et Schuhmann, R., fils. "The Q-S oxygen process"; J Met; août 1974.

17. Amsden, M.P. et al. "Selection and design of Texasgulf Canada's copper smelter and refinery"; J Met; 30:16-26; 1978.

18. Suzuki, T. et Goto, M. "Recent improvements in Mitsubishi process operation"; 1979 AIME Ann Meet; Tucson (Arizona); 3 décembre, 1979.

19. Melcher, G. et al. "The KIVCET cyclone smelting process for impure copper concentrates"; J Met 4-8; juillet 1976.

20. Sauert, F. et al. "High-efficiency system for pyrometallurgical recovery of high-grade copper matte from sulfide concentrate"; Erzmetall 33; 1/8; 1980.

21. Braun, T.B. et al. "Factors affecting the quality of electrorefined cathode copper"; dans: Symp on Extractive Metalurgy of Copper 1:25; publié par J.C. Yannopoulos et J.C. Agarwal; parrainé par la Metallurgical Society d'AIME.

22. Atwood, G.E. et Ligingston, R.W. "The CLEAR process - a Duval Corporation development"; Erzmetall 33:5:251-259; 1980.

23. McNamara, J.H. et al. "A hydrometallurgical process for the extraction of copper"; CIM Bull; mars 1980.

24. Demarthe, J.M. et al. "A new hydrometallurgical process for copper"; dans: Symp on Extractive Metallurgy of Copper; publié par J.C. Yannopoulos et J.C. Agarwal; Vol II, Chapt 43; parrainé par la Metallurgical Society d'AIME.

25. Andersen, E. et al. "Production of base metals from complex sulphide concentrates by the ferric chloride route in a small, continuous pilot plant"; dans: Proc of Symposium on Complex Sulfide Ores; IMM; 1980; Rome; 186-192; 1980.

26. Swinkels, G.M. et al., Kaurilka, P. et al. et Maschmeger et al. "The Sherritt-Cominco copper process - parts I, II, and III", CIM Bull 71:105-139; février 1978.

27. Kuhn, M.C. et al. "Anaconda's arbiter process for copper"; CIM Bull; février 1974.

28. Employés de l'Inco "The Sudbury operations of INCO metals company"; Can Min J 98:5; mai 1977.

29. Boldt, J.R. fils. "The winning of NICKEL, its geology, mining and extractive metallurgy"; Toronto, Longmans Canada Limited.

30. Queneau, P. et al. "Some novel aspects of the pyrometallurgy and vapometallurgy of nickel"; J. Metal 35-45; juillet 1969.

31. Employés de la mine Thompson. "Symposium on the Thompson operation of the International Nickel Company of Canada Ltd."; Assemblée générale anuelle de la CIM; Montréal, avril 1964; CIM Bull; novembre 1964.

32. Cook, W.R. et al. "Current practice at the Thompson Nickel Refinery"; Inco File; février 1973.

33. McKaque, A.L. "Falconbridge Nickel Mines Limited: new smelting process"; CIM Bull; juin 1980.

34. Thornhill, P.G. et al. "The Falconbridge matte leach process"; J Metal 13-18; juillet 1971.

35. Hougen, L.R. "Operating experience with a pilot plant for the electrowinning of nickel from all-chloride electrolyte"; CIM Bull 136-143; juin 1977.

36. Hougen, L.R. Brevet canadien n° 131,603; 1972.

37. Employés de la Falconbridge. "The recovery of metals from sulphides by Falconbridge"; Falconbridge Nickel Mines Limited.

38. Anonyme. "Holding down energy costs at Seleki-Phikive"; E&MJ; mai 1980.

39. Solar, M.Y. "Smelting nickel concentrates in Inco's oxygen flash furnace"; 107th AIME Annual Meeting; Denver (Colorado); 26 février au 2 mars; 1978.

40. Hissong, D.W. et al. "Reduction systems for flue gas desulphurization"; CEP; juin 1977.

41. Simons, C.S. "Nickel pyrometallurgy in perspective"; J Metal; novembre 1971.

42. Clegg, M.A. "The production of nickel cobalt and composite powders by hydrometallurgy"; Modern Developments in Powder Metallurgy; Vol. 12; publié par Henry Hausner, Harry Antes, Gaylord Smith; 1981; Princeton (N.J).

43. Giles, D. "Kwinana nickel refinery"; Aust Chem Eng 17-18; février 1969.

44. Plasket, R.P. et Romanchuk, S. "Recovery of nickel and copper from high grade matte at Impala Platinum by the Sherritt Gordon process"; 103rd AIME Annual Meet; Dallas (Texas); 24-28 février, 1974.

45. Suetsuna, A. et al. "Sumitomo's new process for nickel and cobalt recovery from sulphide mixture"; Met Soc AIME; A80-2.

46. Can Chem Process; PP-6; août 1971.

47. Anonyme. "A new use for a white elephant"; Can Chem Process 35-37; août 1974.

48. Palperi, M. et Aaltonen, O. J Met 23:34; 1971.

49. Toguri, J.M. "A review of the methods of treating nickel-bearing pyrrhotite; with special reference to the Sudbury area pyrrhotite"; Can Metall Q 14:4:323; 1975.

50. Van Weert, G. et al. Can Min Metall Bull 78:63; 1974.

51. Dutrizac, J.E. et MacDonald, R.J.C. Miner Sci Eng 6:59; 1974.

52. Hohn, H. et al. Int Min Cong - Stockholm 68; 1957.

53. Anonyme. "Cominco's new zinc plant opened"; Western Miner 31-32; décembre 1980.

54. Pabst, M. "Kidd Creek zinc plant expands with newest techniques"; Can Min J 69-73.

55. Anonyme. "Asarco's Corpus Christi zinc plant"; Eng Min J 99-120; septembre 1981.

56. Gaunce, F.S. et al. "The Ecstall story - the electrolytic zinc plant"; Can Min Metall Bull 67:745:116-124; 1974.

57. Huggare, T.L. et al. "How Outokumpu conversion process raises Zn recovery"; World Min 36-42; février 1974.

58. Van Den Neste, E. "Metallurgie Hoboken-Overpelt's zinc electrowinning plant"; Can Min Metall Bull 173-185; août 1977.

59. Wood, J. et Haigh, C. "Jarosite process boosts zinc recovery in electrolytic plants"; World Min 35-38; septembre 1982.

60. Wood, J.T. "Treatment of electrolytic zinc plant residues by the jarosite process"; Aust Min 23-27; janvier 1973.

61. Arregui, V. et al. "The jarosite process - past, present and future"; Lead-Zinc-Tin'80; Symp on Metallurgy and Environmental Control - 109e assemblée annuelle de l'AIME; Las Vegas (Nevada); 24-28 février, 1980.

62. Doyle, B.N. et al. "Acid pressure leaching of zinc concentrates with elemental sulphur as a byproduct"; Inst. Min Metall, 11th Commonwealth Mining and Metallurgical Congress - Document n° 56; Hong Kong; 1978.

63. Parker, E. et Romanchuk, S. "Pilot plant demonstration of zinc sulphide pressure leaching"; Lead-Zinc-Tin '80, Symp on Metallurgy and Environmental Control - 109e assemblée annuelle de l'AIME; Las Vegas (Nevada); 24-28 février, 1980.

64. Lead-Zinc-Tin '80, Symp on Metallurgy and Environmental Control; 247-292; 109e assemblée annuelle de l'AIME; Las Vegas (Nevada); 24-28 février, 1980.

65. Boorman, R.S. "The R.P.C. sulphation roast process development and application to New Brunswick complex base metal ores"; Rapport MDP/78/1; Research and Productivity Council, Nouveau-Brunswick.

66. Sherritt-Gordon Mines Limited. "Pressure leaching of New Brunswick bulk concentrate - lead silver and zinc recovery"; Rapport confidentiel; juin 1982.

67. Rausch, D.O., Stephens, F.M. et Mariacher, B.C., rédacteurs. "Lead-zinc update"; Chapitre 16; Soc. Min Eng. AIME; New York (N.Y).; 1977.

68. Scheiner, B.J. et al. "Chlorine-oxygen leaching of complex sulphide concentrates"; document n° A-77-96; Met Soc AIME.

69. Demarthe, J.M. et Georgeaux "Hydrometallurgical treatment of complex sulphides"; Symp on Complex Metallurgy; rédigé par M.J. Jones; Inst. Min Metall, London; 1978.

70. Pint, P. et Craigen, W.J.S. "Applications of chloride pyrometallurgy to the extraction of base metals from sulphide concentrates"; Rapport de Division MRP/MSL 81-121(OP); CANMET, Énergie, Mines et Ressources Canada; 1981.

71. "Lead smelting and refining"; Section VI; Lead and Zinc Symp on Mining and Metallurgy of Lead and Zinc - Vol II - Extractive Metallurgy of Lead and Zinc; Rédigé par C.H. Cotterill et J.M. Cigan; AIME; New York (N.Y.); 1970.

72. Matyas, A.G. et Malk, P.J. "Metallurgy of the direct smelting of lead"; J Met; novembre 1976.

73. Ing, K.B. et al. "How KIVCET lead smelting compares with other direct reduction processes for lead"; Eng Min J; avril 1978.

74. White, L. "Lead flash smelting and a new ore preconcentrator"; Eng Min J; août 1982.

75. Fisher, P. et Maczek, H. "The present status of development of the QSL-Lead Process"; J Met 60-64; juin 1982.

76. Haver, F.P. et Wong, M.M. "Ferric chloride-brine leaching of galena concentrate"; USBM RI-8105; 1976.

77. Haver, F.P. et al. "Recovery of lead from lead chloride by fused-salt electrolysis"; USBM RI-8166; 1976.

78. Phillips, T.A. "Economic evaluation of a leach-electrolysis process for recovering lead from galena concentrate"; USBM IC-8773; 1978.

79. Demarthe, J. et Georgeaux, A. "Hydrometallurgical treatment of lead concentrates"; Lead-Zinc-Tin '80 Symp on Metallurgy and Environmental Control; rédigé par J.M. Cigan, et al.; 426-444; 109e assemblée annuelle de l'AIME, Las Vegas (Nevada); 24-28 février, 1980.

80. Wong, M. et al. "Ferric chloride leach-electrolysis process for production of lead"; Lead-Zinc-Tin '80 Symp on Metallurgy and Environmental Control; rédigé par J.M. Cigan, et al.; 445-456; 109e assemblée annuelle de l'AIME; Las Vegas (Nevada); 24-28 février, 1980.

81. Petruk, W. et Schnarr, J.R. "An evaluation of the recovery of free and unliberated mineral grains, metals and trace elements in the concentrator of Brunswick Mining and Smelting Corporation Limited"; Rapport de division MRP/MSL 80-93(J); novembre 1980.

82. "Gold and silver innovations"; Vol 1, 2, et Appendice I; établi par la Randol International Ltd.; Bethlehem (P.A).; novembre 1981.

83. Leckner, P. et al. "The Wellman-Lord SO_2 recovery process"; Chem Eng Prog 66-70; février 1982.

84. Lien, R.H. et al. "Description and economic evaluation of flue gas desulfurization by the modified citrate process"; USBM RI-8638; 1982.

85. Konada, T. et Nagao, J-I. "Application of the Dowa process to smelter gases"; J Met 57-60; mars 1981.

86. Olsen, R.S. et al. "A chlorination process for the recovery of copper from chalcopyrite"; USBM-RC-1503.

APPENDICE - RÉPERTOIRE DES RECHERCHES PARRAINÉES PAR LE GOUVERNEMENT FÉDÉRAL ENTREPRISES AUX UNIVERSITÉS

1980-1981

1. Récupération du nickel en présence dans les solutions de lixiviation à l'acide de la latérite au moyen de flottation par précipitation. 2. Précipitation du métal que contiennent les agents organiques d'extraction chargés par réaction avec l'hydrogène; Distin, P.A.; Génie minier et métallurgique; Université McGill, Montréal (Qué.); Conseil de recherches en sciences naturelles et en génie du Canada; 9 042 $.

Explication moléculaire de la toxicité des sulfures d'hydrogène; Donini, J.C.; Chimie, Université Saint-François-Xavier, Antigonish (N.-É.); Conseil de recherches en sciences naturelles et en génie du Canada; 10 000 $.

Explication moléculaire de la toxicité des sulfures d'hydrogène; Donini, J.C.; Chimie, Université Saint-François-Xavier, Antigonish (N.-É.); Conseil de recherches en sciences naturelles et en génie du Canada; 25 000 $.

Liens d'origine et de métallogénie des dépôts massifs de sulfure et d'or des métaux communs; Hutchinson, R.W.; Géologie; University of Western Ontario, London (Ont.); Conseil de recherches en sciences naturelles et en génie du Canada; 18 637 $.

Analyse informatisée des diagrammes de phase et des propriétés thermodynamiques des systèmes de sels, d'oxydes, de silice et de sulfures en fusion; Lin, P.L.; Génie métallurgique; École Polytechnique de Montréal (Qué.); Conseil de recherches de sciences naturelles et en génie du Canada; 8 000 $.

Relations de phase et études sur le terrain concernant les dépôts massifs de sulfures volcanogéniques; Maclean, W.H.; Géologie; Université McGill, Montréal (Qué.); Conseil de recherches en sciences naturelles et en génie du Canada; 9 500 $.

Géologie et géochimie des dépôts massifs de sulfures; Scott, S.D.; Géologie, Université de Toronto (Ont.); 21 750 $.

Oxydation des métaux, diffusion des ions et structures des défauts dans les oxydes, les nitrures et les sulfures de métal solides; Smeltzer, W.N.; Métallurgie/Science des matériaux; Université McMaster, Hamilton (Ont.); Conseil de recherches en sciences naturelles et en génie du Canada; 33 500 $.

1979-1980

1. Récupération du nickel en présence dans les solutions de lixiviation à l'acide de la latérite au moyen de flottation par précipitation. 2. Précipitation du métal que contiennent les agents organiques d'extraction chargés par réaction avec l'hydrogène; Distin, P.A.; Génie minier et métallurgique; Université McGill, Montréal (Qué.); Conseil de recherches en sciences naturelles et en génie du Canada; 8 235 $.

Explication moléculaire de la toxicité des sulfures d'hydrogène; Donini, J.C.; Chimie; Université Saint-François-Xavier, Antigonish (N.-É.); Conseil de recherches en sciences naturelles et en génie du Canada; 9 400 $.

Explication moléculaire de la toxicité des sulfures d'hydrogène; Donini, J.C.; Chimie, Université Saint-François-Xavier, Antigonish (N.-É.); Conseil de recherches en sciences naturelles et en génie du Canada; 16 560 $.

Récupération des valeurs de métaux de sulfures à structure complexe; Habashi, F.; Génie minier/ métallurgique; Université Laval, Québec (Qué.); Énergie, Mines et Ressources; 9 000 $.

Liens d'origine et de métallogénie des dépôts massifs de sulfure et d'or des métaux communs; Hutchinson, R.W.; Géologie; University of Western Ontario, London (Ont.); Conseil de recherches en sciences naturelles et en génie du Canada; 16 974 $.

Relations de phase et études sur le terrain concernant les dépôts massifs de sulfures volcanogéniques; Maclean, W.H.; Géologie; Université McGill, Montréal (Qué.); Conseil de recherches en sciences naturelles et en génie du Canada; 11 136 $.

Éléments du groupe des métaux platine et d'autres traces d'éléments dans les minerais sulfurés magmatiques de Ni-Cu associés aux différentes roches hôtes, Naldrett, A.J.; Géologie; Université de Toronto (Ont.); Énergie, Mines et Ressources; 13 500 $.

La cinétique de l'oxydation et l'enrichissement des fines de sulfure métal; Schreiber, H.P.; Génie chimique; École Polytechnique de Montréal (Qué.); Énergie, Mines et Ressources; 5000 $.

Pétrologie et géochimie des minerais et des minéraux sulfurés; Scott, S.D.; Géologie, Université de Toronto (Ont.); Conseil de recherches en sciences naturelles et en génie du Canada; 17 718 $.

Oxydation des métaux, diffusion des ions et structures des défauts dans les oxydes, les nitrures et les sulfures de métal solides; Smeltzer, W.N.; Métallurgie/Science des matériaux; Université McMaster, Hamilton (Ont.); Conseil de recherches en sciences naturelles et en génie du Canada; 32 913 $.

1978-1979

1. Chimie physique des réactions hydrométallurgiques. 2. Thermodynamique et cinétique des réactions engageant des sulfures de métal fondu. 3. Application de l'électrochimie à la pollution inorganique, Byerley, J.J.; Génie chimique; Université de Waterloo (Ont.); Conseil de recherches

en sciences naturelles et en génie du Canada; 15 339 $.

Explication moléculaire de la toxicité des sulfures d'hydrogène; Donini, J.C.; Chimie; Université Saint-François-Xavier, Antigonish (N.-É.); Conseil de recherches en sciences naturelles et en génie du Canada; 16 000 $.

Liens d'origine et de métallogénie des dépôts massifs de sulfure et d'or des métaux communs; Hutchinson, R.W.; Géologie, University of Western Ontario, London (Ont.); Conseil de recherches en sciences naturelles et en génie du Canada; 16 400 $.

Relations de phase et études sur le terrain concernant les dépôts massifs et magmatiques de sulfures volcanogéniques; Maclean, W.H.; Géologie; Université McGill, Montréal (Qué.); Conseil de recherches en sciences naturelles et en génie du Canada; 10 759 $.

Éléments du groupe des métaux platine et d'autres traces d'éléments dans les minerais sulfurés magnatiques de Ni-Cu associés aux différentes roches hôtes, Naldrett, A.J.; Géologie; Université de Toronto (Ont.); Énergie, Mines et Ressources; 11 500 $.

La cinétique de l'oxydation et l'enrichissement des fines de sulfure métal; Schreiber, H.P.; Génie chimique; École Polytechnique de Montréal (Qué.); Énergie, Mines et Ressources; 6 000 $.

Pétrologie et géochimie des minerais et des minéraux sulfurés; Scott, S.D.; Géologie; Université de Toronto (Ont.); Conseil de recherches en sciences naturelles et en génie du Canada; 17 119 $.

Oxydation des métaux, diffusion des ions et structures des défauts dans les oxydes, les nitrures et les sulfures de métal solides; Smeltzer, W.W.; Métallurgie/Science des matériaux; Université McMaster, Hamilton (Ont.); Conseil de recherches en sciences naturelles et en génie du Canada; 31 800 $.

Liens des sulfures de Ni-Cu-Fe avec les carbonates et les silicates dans des roches ultramafiques transformées et leurs roches volcaniques hôtes; Watkinson, D.H.; Géoligie, Université Carleton, Ottawa (Ont.); Énergie, Mines et Ressources; 1 350 $.

1977-1978

1. Chimie physique des réactions hydrométallurgiques. 2. Thermodynamique et cinétique des réactions engageant des procédés de fusion à la pollution inorganique; Byerley, J.J.; Génie chimique; Université de Waterloo (Ont.); Conseil de recherches en sciences naturelles et en génie du Canada; 14 471 $.

Liens d'origine et de métallogénie des dépôts de minéraux, particulièrement des gîtes précambriens de sulfures de nickel et de métaux communs, d'or, de fer et de pegmatite; Hutchinson, R.W., Géologie; University of Western Ontario, London (Ont.); Conseil national de recherches Canada; 13 550 $.

Relations de phase et études sur le terrain concernant les dépôts magmatiques et massifs de sulfure volcanogénique; Maclean, W.H.; Géologie; Université McGill, Montréal (Qué.); Conseil national de recherches Canada; 10 150 $.

Éléments des métaux du groupe platine et d'autres traces d'éléments dans des dépôts magmatiques de sulfures de Ni-Cu associés avec différentes roches hôtes; Naldrett, A.J.; Chou, C.L.; Hoffman, E.L.; Géologie; Université de Toronto (Ont.); Énergie, Mines et Ressources; 8 000 $.

Pétrologie et géochimie des minerais et des minéraux sulfurés; Scott, S.D.; Géologie; Université de Toronto (Ont.); Conseil national de recherches Canada; 16 150 $.

Oxydation des métaux, diffusion des ions et structures des défauts des oxydes, nitrures et sulfures solides de métal; Smeltzer, W.W.; Métallurgie/ science des matériaux; Université McMaster, Hamil-

ton (Ont.); Conseil national de recherches Canada; 30 000 $.

Cinétique de l'oxydation et enrichissement des fines de sulfure de métal Schreiber, H.P.; Génie chimique; École Polytechnique de Montréal (Qué.); Énergie, Mines et Ressources; 8 500 $.

1976-1977

1. Chimie physique des réactions hydrométallurgiques. 2. Thermodynamique et cinétique des réactions mettant en jeu des sulfures de métal en fusion. 3. Application de l'électrochimie à la pollution inorganique; Byerley, J.J.; Génie chimique; Université de Waterloo (Ont.); Conseil national de recherches du Canada; 13 350 $.

Étude de recherche en collaboration sur la modélisation du broyage et de la classification des fines de sulfure du Nouveau-Brunswick. Pour le compte d'EMR; Everell, M.D.; Mines; Université Laval, Québec (Qué.); Approvisionnements et Services Canada; 18 117 $.

1. Minéralisation et problèmes d'exploitation de gisements dans la région de Chibougamau. 2. Étude de la minéralisation Pb-Zn dans le bassin de Mistassini; Guha, J.; Sciences appliquées; (UQAC) Université de Québec à Chicoutimi (Qué.); Conseil national de recherches du Canada; 6 903 $.

Liens d'origine et de métallogénie des dépôts de minéraux: particulièrement des dépôts précambriens de métaux communs sulfurés, d'or, de fer et de pegmatite; Hutchinson, R.W.; Géologie, University of Western Ontario, London (Ont.); Conseil national de recherches du Canada; 12 500 $.

Éléments du groupe platine et d'autres traces d'éléments dans les minerais magmatiques sulfurés de Ni-Cu associés à différentes roches hôtes; Naldrett, A.J.; Géologie, Université de Toronto (Ont.); Énergie, Mines et Ressources; 8 500 $.

1. Possibilités de flottation de minéraux binaires en présence d'anhydride arsénieux. 2. Collecteurs de dithiophosphate et leurs particularités d'adsorption sur les minéraux sulfurés de nickel. 3. Le mécanisme d'activation de la sphalérite sur le cuivre; Salman, T.M.; Génie minier/métallurgique; Université McGill, Montréal (Qué.); Conseil national de recherches du Canada; 10 850 $.

Géochimie physique des minerais sulfurés; Scott, S.D.; Géologie; Université de Toronto (Ont.); (CNRC) Conseil national de recherches du Canada, 12 086 $.

Liens du Ni-Cu-Fe-sulfure-carbonate silicate dans des roches ultramafiques altérées; Watkinson, D.H.; Géologie; Université Carleton, Ottawa (Ont.); Énergie, Mines et Ressources; 7 500 $.

1975-1976

Oxydation du sulfure d'hydrogène en soufre élémentaire sur du charbon activé; Anderson, N.E.; Génie chimique; Université de Calgary (Alb.); Conseil national de recherches du Canada; 2 492 $.

1. Chimie physique des réactions hydrométallurgiques. 2. Thermodynamique et cinétique de réactions mettant en jeu des sulfures de métal en fusion. 3. Application de l'électrochimie à la pollution inorganique; Byerley, J.J.; Génie chimique; Université de Waterloo (Ont.); Conseil national de recherches du Canada; 11 410 $.

Inventaire pédologique des résidus d'extraction et de broyage dans certaines régions du Québec (à titre de membre du projet coopératif "B" d'étude de la stabilité des bancs, 1972-1977 - remise en état de la couverture végétale). Pour le compte d'EMR; Cossett, M.; Environnement; Université de Sherbrooke (Qué.); Approvisionnements et Services Canada; 30 000 $.

1. Minéralisation et problèmes d'exploitation de gisements dans la région de Chibougamau. 2. Étude de la minéralisation Pb-Zn dans le bassin de Mistassini, Guha, J.; Sciences appliquées; Université du Québec à Chicoutimi (Qué.); Conseil national de recherches du Canada; 6 730 $.

Liens d'origine et de métallogénie des dépôts de minéraux: particulièrement des dépôts précambriens de métaux communs sulfurés, d'or, de fer et de pegmatite; Hutchinson, R.W.; Géologie, University of Western Ontario, London (Ont.); Conseil national de recherches du Canada; 12 190 $.

Inventaire pédologique des déchets de la mine de sulfure Enkako à Fraser Lake, de la mine Texada Island et de la Coast Copper à Vancouver (à titre de membres du projet coopératif "B" d'étude de la stabilité des bancs). Pour le compte d'EMR; Lavkulich, L.M.; Science des sols; Université de Colombie-Britannique, Vancouver (C.-B.); Approvisionnements et Services Canada; 26 620 $.

Élaboration d'un atelier d'extraction au solvant du cobalt et du nickel en milieu acide; Lever, A.B.P.; Walker, I.M.; Chimie, Université York, Downsview (Ont.); Énergie, Mines et Ressources; 9 000 $.

1974-1975

Oxydation de sulfure d'hydrogène en soufre élémentaire sur lits de charbon activé; Anderson, N.E.; Génie chimique; Université de Calgary (Alb.); Conseil national de recherches du Canada; 4 300 $.

1. Chimie physique des réactions hydrométallurgiques. 2. Thermodynamique et cinétique des réactions mettant en jeu des sulfures de métal en fusion. 3. Application de l'électrochimie à la pollution inorganique; Byerley, J.J.; Génie chimique; Université de Waterloo (Ont.); Conseil national de recherches du Canada; 10 000 $.

1. Minéralisation et problèmes d'exploitation de gisements dans la région de Chibougamau. 2. Étude de la minéralisation Pb-Zn dans le bassin de Mistassini; Guha, J.; Sciences appliquées; (UQAC) Université de Québec à Chicoutimi (Qué.); Conseil national de recherches du Canada, 5 900 $.

Élaboration d'un système d'extraction au solvant du cobalt et du nickel en milieu acide; Lever, A.B.P.; Walker, I.M.; Chimie; université York, Downsview (Ont.); Énergie, Mines et Ressources; 10 000 $.

Géochimie physique des minerais sulfurés; Scott, S.D.; Géologie, Université de Toronto (Ont.); Conseil national de recherches du Canada; 10 330 $.

1. Gîtes de sulfure volcanogénique dans les iophiolites Springdale. 2. Comparaison de dépôts volcanogéniques dans différents contextes tectoniques. 3. Pétrochimie et potentiel de teneur en minerai des roches ultramafiques de Terre-Neuve. 4. Géothermométrie et composition isotopique des sulfures dans les filons de fluorite de St. Laurence et dans les dépôts de barite-célestite-galène du Carbonifère, dans l'ouest de Terre-Neuve; Smitheringdale, W.G.; Géologie, Memorial University of Newfoundland, Saint-Jean (T.-N.); Conseil national de recherches du Canada; 2 975 $.

1. Chimie du rayonnement des solutions aqueuses de composés de sulfhydryles. 2. Réactions ioniques, en phase gazeuse, dans des mélanges de sulfures d'hydrogène et d'hydrocarbone; Stone, J.A.; Chimie; Université Queen's, Kingston (Ont.); Conseil national de recherches du Canada; 11 000 $.

1973-1974

1. Chimie physique des réactions hydrométallurgiques. 2. Thermodynamique et cinétique des réactions mettant en jeu des sulfures de métal en fusion. 3. Application de l'électrochimie à la pollution inorganique; Byerley, J.J.; Génie chimique; Université de Waterloo (Ont.); Conseil national de recherches du Canada; 10 000 $.

Élaboration d'un système d'extraction au solvant du cobalt et du nickel en milieu acide; Lever, A.B.P.; Walker, I.M.; Chimie; Université York, Downsview (Ont.); Énergie, Mines et Ressources, 10 000 $.

Liens géochimiques des associations de sulfures-silicates-oxydes; Macrae, N.D.; Géologie, Univer-

sity of Western Ontario, London (Ont.); Conseil national de recherches du Canada; 4 850 $.

1972-1973

Liens géochimiques des associations de sulfures-silicates-oxydes; Macrae, N.D.; Géologie; University of Western Ontario, London (Ont.); Conseil national de recherches du Canada; 5 400 $.

1. Études géologiques et géochronologiques du détroit de Norvège. 2. Études de la minéralisation U-Ag-Cu-Bi dans les T.N.-O. et de la minéralisation dans le nord de la Saskatchewan; Morton, R.D.; Géologie; Université d'Alberta, Edmonton (Alb.); Conseil national de recherches du Canada, 7 500 $.

1971-1972

1. Fin - les minerais nickélifères de Mattagami Lake Mines. 2. Études de minerais nickélifères de Dumont Nickel Ltd. - Abitibi; Assad, J.R.; Géologie; Université Laval, Québec (Qué.); (EMR) La Commission géologique du Canada; 1 255 $.

Contribution de la microsonde électronique à l'étude de l'altération minérale; géochimie du Cr, Mn, Fe, Ni, Co et Cu; Coy-Yll, R.; Génie géologique; École Polytechnique de Montréal (Qué.); Conseil national de recherches du Canada; 7 000 $.

Liens géochimiques des associations de sulfures-silicates-oxydes; Macrae, N.D.; Géologie, University of Western Ontario, London, (Ont.); Conseil national de recherche du Canada; 4 000 $.

1. Études géologiques et géochronologiques du détroit de Norvège. 2. Études de la minéralisation de U-Ag-Cu-Bi dans les T.N.-O. et de la minéralisation dans le nord de la Saskatchewan; Morton. R.D.; Géologie; Université de l'Alberta, Edmonton (Alb.); Conseil national de recherches du Canada; 7 500 $.

LE FER ET L'ACIER

DESCRIPTION GÉNÉRALE DE L'INDUSTRIE

Le Canada est l'un des principaux pays producteurs de minerai de fer au monde, fournissant 50 millions de tonnes de minerai utilisable évaluées à environ, 1,8 milliard de dollars en 1980. Cette quantité représente environ 6 % de la production mondiale totale. Au sein de l'industrie canadienne des métaux, la production de minerai de fer se classe au second rang après le cuivre et sa valeur équivaut à 19 % du total des métaux produits, contre 20 % pour le cuivre. Les principales régions productrices de ce minerai au pays sont:

Province	en milliers de tonnes, poids naturel
Québec-Labrador	42 576
Ontario	6 550
Colombie-Britannique	635
	49 761

Comme on peut voir, la région du Québec-Labrador est le principal centre de production, avec environ 85 % du total pour le Canada (1). L'industrie est surtout axée sur les exportations et appartient en majeure partie à des intérêts étrangers, les États-Unis contrôlant 80 % de la production (1).

Bien que l'industrie du fer et de l'acier se charge toujours, essentiellement, de répondre aux besoins internes, elle est récemment passée d'un petit importateur net d'acier à un petit exportateur de ce produit. En 1980, la production annuelle d'acier brut s'est élévée à environ 16 millions de tonnes, dont 3 millions de tonnes ont été exportées. L'industrie de l'acier appartient en grande partie à des Canadiens et se compose de deux douzaines d'usines environ. Cinq sociétés (Sysco, Dofasco, Algoma et Sidbec-Dofasco) produisent à la fois du fer et de l'acier. Leurs usines sont surtout situées le long des Grands Lacs et de la voie maritime du Saint-Laurent (2).

Une des exigences majeures de l'industrie de l'acier est de disposer aisément de ferro-alliages qui sont des additifs utilisés pour modifier les propriétés de l'acier. Les ferro-alliages de chrome, de manganèse et de silicium sont produits en grandes quantités partout au monde, tandis que les ferro-alliages de colombium (niobium), de vanadium, de molybdène et de tungstène ne le sont qu'en quantités relativement petites.

Le Canada doit avoir recours aux importations pour répondre à tous ses besoins en chrome, en manganèse et en vanadium. Bien que nous ayons la possibilité de satisfaire à tous nos besoins en ferro-alliages au pays, il ne serait pas rentable de le faire pour le moment. L'industrie est contrôlée surtout par des intérêts étrangers qui se servent du Canada comme source interne d'approvisionnement. En 1980, la valeur totale de la consommation au Canada s'est élevée à environ 135 millions de dollars (3).

TECHNOLOGIE ACTUELLE

La majeure partie du minerai de fer extrait ne peut être utilisé tel quel. Selon les méthodes actuelles de fabrication de l'acier, la quantité de gangue autour du minerai de fer utilisé comme charge d'alimentation doit être faible. Le minerai de bonne qualité est habituellement constitué de 65 % de fer et de 5 % de gangue. En général, le minerai canadien a une teneur en fer qui se situe entre 23 et 40 % et, par conséquent, il doit être affiné avant de pouvoir entrer dans la fabrication de l'acier.

Au cours du traitement du minerai, on ajoute de grandes quantités d'eau qui varient selon la méthode d'affinage. Toutefois, dans la méthode de séparation par gravité et magnétique, on utilise environ 1,25 tonne d'eau brute pour chaque tonne de minerai transformé en concentré (5). Des quantités additionnelles d'eau sont utilisées durant la pelletisation; la quantité peut varier considérablement selon que les concentrés

sont broyés de nouveau pour la pelletisation et que le broyage est fait par voie humide ou sèche. Dans la pelletisation des concentrés par voie sèche, on ajoute de l'eau pour maintenir le taux d'humidité entre 7 et 9 %. Une bonne part de l'eau ainsi utilisée peut être récupérée et recyclée. Habituellement, il est possible de récupérer environ 75 % de l'eau utilisée pour le broyage de l'hématite et jusqu'à 95 % dans le cas de certains procédés de séparation magnétique (6).

Tout le minerai de fer produit au Canada est extrait de mines à ciel ouvert, sauf celui qui est récupéré comme sous-produit d'autres opérations. (L'usine de récupération du minerai de fer construite par l'Inco à Copper Cliff en 1955, a une capacité de plus de 2000 tonnes de boulettes de fer par jour). La mine est subdivisée en blocs exploitables que l'on fait sauter; le minerai est alors acheminé par camion jusqu'au concasseur où il est mélangé, concassé et broyé en particules d'une taille qui convient aux techniques d'affinage qui seront employées: par ex.: le procédé gravimétrique, la séparation magnétique, la flottation, ou un mélange des trois techniques.

Après le concassage, le minerai est habituellement broyé de façon à séparer le fer de sa gangue. La taille des particules se situe entre moins de 2 mm, pour certaines techniques de séparation par gravité, et 44 um pour la flottation. L'épierrage magnétique est souvent fait à l'étape du concassage lorsque les particules sont beaucoup plus grosses (4). Les concentrés de fer obtenus à la dernière étape de concentration par voie humide sont alors filtrés pour retirer l'eau. Habituellement, le gâteau du filtre ne peut être utilisé directement pour la fabrication d'acier, vu que la dimension des fines entraînerait des pertes élevées dues à la poussière et du bouchage au cours du traitement plus poussé. Par conséquent, les fines font alors l'objet d'agglomération pour donner des particules plus grosses. À cette fin, deux méthodes peuvent être utilisées. Les fines peuvent être façonnées en boulettes d'environ 8 mm de diamètre que l'on fait durcir à 1300°C, ce qui leur permet d'être manipulées, expédiées et traitées plus amplement. Dans la seconde méthode, les particules sont mélangées à des fines de coke, à du calcaire et à des résidus des usines d'acier et sont chauffées jusqu'à l'obtention de morceaux fondus appelés sinter.

Le minerai en morceaux, les boulettes ou le sinter, voire les trois, sont introduits dans le haut fourneau avec du coke et du calcaire. De l'air préchauffé, poussé vers le haut, assure alors la combustion partielle du coke et engendre des températures supérieures à 1500°C. L'oxygène est séparé du minerai de fer par les gaz partiellement brûlés pour produire du fer élémentaire fondu. Le fer liquide s'accumule alors au fond du haut fourneau et la gangue, combinée au calcaire pour former des scories liquides, flotte au dessus du fer liquide vu son poids spécifique beaucoup plus bas. Le fer (fonte brute) et les scories sont ensuite coulés séparément.

Le fer liquide est alors transformé en acier par le retrait, avec de l'oxygène, des quantités résiduelles de silicium et de carbone. Les autres éléments délétères comme le phosphore et le soufre doivent également être enlevés. L'acier est habituellement produit dans des fours convertisseurs, mais on peut également se servir de fours à arc électrique et de fours Siemens Martin. À la dernière étape de la fabrication de l'acier, des quantités relativement petites d'agents d'alliage, par exemple des ferro-alliages, sont ajoutées pour donner aux divers types d'acier les propriétés requises. L'acier fondu est alors coulé en lingots ou, par le procédé de coulée continue, en brâmes, blooms ou billettes (acier en formes de diverses dimensions) (7).

L'acier peut également être fabriqué dans des fours à arc électrique enfournés de résidus d'acier, de fer spongieux, voire les deux. Le fer spongieux est du minerai de fer qui, grâce à une variété de techniques (8), à été directement réduit en fer métallique sans faire appel à la fusion. Un des avantages de la réduction directe est que le procédé ne nécessite par l'emploi de coke; toutefois, sa rentabilité, quelle que soit la technique commerciale utilisée, n'est pas comparable à celle des hauts fourneaux. À l'échelle mondiale, il existe environ 8 méthodes commerciales différentes pour la réduction directe (9), mais seul le procédé Midrex est actuellement uti-

lisé au Canada, à Contrecoeur (Québec). L'acier est produit par la fusion de fer spongieux ou de résidus d'acier, voire des deux, dans un four à arc électrique et, ensuite, par l'affinage du métal en fusion pour en supprimer les éléments délétères à l'aide d'oxygène, l'ajout d'alliages et le moulage, comme pour la fabrication d'acier dans des fours convertisseurs.

À la mine Griffith de la Stelco, on a installé, il y a plusieurs années, un four de réduction directe qui fonctionne selon le procédé SL/RN; on ne s'en sert qu'occasionnellement, lorsque la demande et les prix sur les marchés sont assez élevés.

Les ferro-alliages sont une source peu coûteuse d'agents d'alliage; ils sont faciles à manipuler et se dissolvent aisément dans l'acier en fusion. Les ferro-alliages ordinaires, c.-à-d. le silicium, le manganèse et le chrome, sont obtenus de la fusion, dans un four à arc électrique, des minéraux oxydés contenus dans ces substances avec du coke, du calcaire et du minerai de fer. Les oxydes sont ensuite réduits à l'état de métal et combinés au fer pour produire un ferro-alliage à point de fusion relativement bas. D'ordinaire, il faut utiliser des matières premières de haute qualité pour répondre aux besoins de l'industrie en matière de qualité et de prix. Les métaux tels que le molybdène, le vanadium, le tungstène et le colombium (niobium) sont obtenus par réduction métallothermique dans des récipients non soumis à l'action des flammes, à l'aide d'agents réducteurs forts comme l'aluminium et le silicium. Quel que soit le type de ferro-alliage, le produit en fusion est alors solidifié, puis brisé en morceaux d'une granulométrie inférieure à 20 cm et vendu en vrac ou dans des contenants de dimension commode.

PROBLÈMES

SANTÉ ET SÉCURITÉ

Le dossier de la sécurité est meilleur dans l'industrie du minerai de fer que dans tout autre secteur minier et que dans l'industrie lourde. Cette situation peut être attribuée au dynamisme des campagnes de sécurité et au fait que l'exploitation se fait surtout à ciel ouvert. Selon les derniers chiffres (1), il y a un tiers de moins d'accidents dans les mines à ciel ouvert que dans les mines souterraines ou les puits. Ce n'est que depuis peu qu'on s'est rendu compte qu'une bonne part de la gangue était composée d'amphiboles (par ex.: l'anthophyllite et la grunérite). Il s'agit de substances fibreuses qui entrent dans la définition des formes d'amiante et qui pourraient entraîner des risques pour la santé des mineurs (10). De plus amples études devront être faites en vue de déterminer la gravité de ce danger possible.

La sécurité dans les sidérurgies n'est pas aussi enviable que dans l'industrie du minerai de fer, mais la situation y est quand même meilleure que dans les autres secteurs des métaux en fusion. En effet, la présence de métaux en fusion et de matériel de dimensions considérables engendre des risques particuliers.

ENVIRONNEMENT

De par sa dimension, l'industrie des métaux ferreux est aux prises avec un problème de traitement des quantités volumineuses de déchets solides, liquides et gazeux. Les laitiers sont relativement inertes et peuvent être utilisés comme matériaux de construction et de remblayage stables. Cependant, les effluents des concentrateurs de minerai de fer et plus particulièrement d'hématite, contiennent des particules très fines de minerai qui se déposent difficilement et peuvent grandement altérer la couleur des bassins hydrographiques locaux. De plus, la fabrication de l'acier nécesaite de vastes quantités d'eau pour le refroidissement qui, avant d'être réutilisées ou rejetées dans l'environnement, doivent avoir refroidi. Les poussières en suspension dans l'air qui sont dues au traitement des substances, de même que la fumée des cheminées d'installations de fabrication de sinter, d'acier et de ferro-alliages engendrent des problèmes de contrôle, de récupération et d'élimination.

CONCURRENCE

L'industrie canadienne du minerai de fer tente, avec difficulté, de demeurer concurren-

tielle par rapport aux autres exportateurs mondiaux et surtout au Brésil qui répond à environ 20 % de la demande mondiale à l'exportation. Ce pays est en effet doté d'abondantes réserves de minerai de fer qui contiennent de grandes quantités de minerai de haute qualité qu'il n'est pas nécessaire de concentrer ou de pelletiser avant l'expédition (minerai expédié directement). Le nouveau projet Carajas Iron Ore réalisé dans le bassin de l'Amazone sera mis en service vers le milieu des années 80, une fois que le réseau ferroviaire reliera les installations à la côte. Disposant de 30 milliards de tonnes de minerai contenant 66 % de fer (11), le Brésil commencera à nuire sérieusement à la position concurrentielle du Canada étant donné que le minerai du pays doit être concentré et pelletisé avant l'expédition, ce qui entraîne des frais supérieurs à 20 $ la tonne de fer (énergie, fournitures et matériaux seulement) (12). Même les sociétés qui possèdent des mines de fer au Canada commencent à signer des contrats en vue de l'achat de minerai provenant du Brésil.

La position concurrentielle du Canada est raisonnablement bonne au chapitre de la fabrication du fer et de l'acier. Le Japon prend les devants au niveau des techniques vu ses installations ultra-modernes et ses progrès dans la recherche et le développement. Le Canada est concurrentiel au pays et aux États-Unis, répondant à environ 90 % de la demande interne et à 15 % environ de la demande d'importation aux États-Unis (2) pour ce qui est de l'acier. Il a été en mesure d'acquérir de nouvelles techniques à l'étranger et de les appliquer avec succès. Toutefois, on semble préoccupé du fait que la technologie japonaise se développe à un rythme supérieur à celui auquel le Canada peut l'adapter à ses propres installations, ce qui cause un accroissement de l'écart technologique, par exemple dans le domaine de la production d'acier à très faible taux d'impuretés.

AUTARCIE

Le Canada, dont les réserves de minerai de fer sont supérieures à 150 milliards de tonnes (13) et le taux de consommation est de 16 millions de tonnes par année (14), dispose de suffisamment de minerai pour répondre à ses besoins internes dans un avenir prévisible. La capacité actuelle de production de fer et d'acier satisfait amplement à la demande dans l'industrie et pourrait être aisément accrue en cas d'augmentation de la demande.

Sur le plan des ferro-alliages, le Canada a recours au chrome et au manganèse importés (15, 16). Les principales sources mondiales de chrome se trouvent dans des régions instables du point de vue politique, par exemple le continent africain et l'U.R.S.S. (15). Les sources de manganèse sont plus variées mais sont quand même assujetties aux caprices de la politique internationale (16). Au pays, nous disposons de ces deux substances; toutefois, leur teneur est faible et les coûts de traitement en font des produits qui ne sont pas concurrentiels (15,16). Le Canada est un important exportateur de molybdène et de colombium (niobium) (3). La silice utilisée pour la fabrication de fer-silicium se retrouve en quantités abondantes. Le bitume des sables pétrolifères canadiens contient du vanadium, mais il s'agit d'une source qui jusqu'à maintenant n'a pas encore été exploitée (17). En résumé, les techniques existantes n'ont pas encore permis de pallier les inconvénients économiques de la production de chrome, de manganèse et de vanadium au pays.

RÉPERCUSSIONS DE LA HAUTE TECHNOLOGIE

La principale répercussion sur l'industrie du broyage semble avoir été causée par une plus grande automatisation des procédés ainsi que par l'utilisation possible de la robotique pour l'accomplissement de tâches plus dangereuses ou qui exigent des efforts physiques plus grands. Une hausse de la demande de métaux plus légers et plus résistants chez les grands consommateurs tels que l'industrie aérospatiale et le ministère de la Défense (par ex.: navires, avions, transports terrestres, armement) mettrait l'industrie au défi d'élaborer de nouveaux procédés et une plus grande gamme d'alliages.

ÉCONOMIES

En raison des procédés de séparation em-

ployés, le taux de récupération du fer contenu dans le minerai est relativement faible, soit environ 70 % (12). Par conséquent, il y a perte de quantités importantes de fer évacuées avec les effluents des usines lesquelles sont habituellement considérées comme impossible à récupérer. Des variations imprévisibles et mal définies du minerai extrait peuvent également entraîner des pertes de métal à l'étape de la concentration.

Le Canada dispose de quantités abondantes de magnétite titanifère qui pourrait devenir une source future de fer, de titane et de sous-produits comme le vanadium, le chrome et l'aluminium. Toutefois, les conditions actuelles du marché ne justifient pas les dépenses qu'il faudrait engager dans l'élaboration des nouvelles techniques nécessaires pour exploiter les gisements. La société Fer et Titane du Québec produit actuellement du fer et un précieux laitier contenant du titane à partir d'ilménite (17,19).

Les laitiers de la fabrication du fer et de l'acier sont utilisés sur place comme substitut des matériaux utilisés pour le remblayage, comme ciment pouzzolannique et comme composante dans la fabrication de laine minérale. Il existe de nombreuses possibilités d'accroître les usages des laitiers puisque la majorité est utilisée sur place pour le remblayage.

L'industrie de l'acier consomme la majeure partie des déchets d'acier produits au pays en les faisant refondre. Cette opération nécessite considérablement moins d'énergie que la production d'acier à partir de minerai de fer. Ces déchets contiennent des métaux tels que le zinc, le plomb et le cadmium concentrés dans les poussières de la fabrication d'acier. À l'heure actuelle, ces poussières causent des problèmes environnementaux mais elles pourraient, moyennant des techniques convenables, devenir une source précieuse de métal.

ÉCONOMIES D'ÉNERGIE

Dans le procédé de production d'acier, l'étape de la réduction est celle qui consomme le plus d'énergie. En théorie, elle devrait consommer environ 260 kg de carbone par tonne de fer. Avant l'utilisation du coke métallurgique durant le XVIII^{e} siècle, il fallait utiliser 6000 kg de charbon de bois pour la même quantité de fer. Durant les années 50, de nouvelles techniques avaient permis de réduire la consommation de carbone à 1000 kg/t et, vers la fin des années 70, on n'en utilisait plus qu'environ 500 kg/t au Japon. Une plus ample modernisation des techniques n'entraînerait cependant qu'une variation marginale de la quantité d'énergie consommée pour produire du fer (18).

Le durcissement des boulettes de minerai de fer est une autre étape du processus qui nécessite un apport énergétique majeur qui est d'environ un millier de MJ par tonne de boulettes produites. Il est plus courant maintenant de récupérer la chaleur, mais les pertes sont encore responsables d'une grande partie des coûts de production (12).

REMPLACEMENT DES SOURCES D'ÉNERGIE

Jusqu'à présent, l'industrie du minerai de fer du Québec et du Labrador n'a pas trouvé de méthode efficace pour remplacer le mazout lourd utilisé pour le durcissement des boulettes. Les solutions de rechange comme le plasma (chauffé à l'électricité) ont été évaluées par les sociétés, mais aucun projet précis n'a été entrepris à cet égard.

Dans le procédé de fabrication du fer, le coke métallurgique a été partiellement remplacé par l'injection de combustible (mazout, gaz naturel et charbon). Le recours à l'injection assistée de plasma est également proposé (9). Le procédé Martin de fabrication d'acier (combustible) a été remplacé par le procédé autogène à l'oxygène (par ex.: four convertisseur). Dans la méthode de réduction directe Midrex, le gaz naturel sert d'agent réducteur plutôt que le coke, et les fours SL/RN sont alimentés au charbon, au pétrole, au gaz naturel ou à un mélange de ces combustibles (9).

DIVERSIFICATION

La diversification de l'industrie des métaux ferreux n'a pas été appréciable, la production de minerai de fer, de fer, d'acier et de ferro-alliages demeurent les principales activités

du secteur. On a procédé à la mise en place de réseaux de transport locaux répondant uniquement aux besoins des sociétés, par exemple pour le transport ferroviaire du minerai de fer. Le groupe Costell, propriétaire de la Lake Ontario Steel, a étendu ses activités à la planification, la conception et la construction d'usines d'acier. La Compagnie minière IOC a lancé un programme dynamique de recherche sur le silicium, le ferro-silicium et les métaux stratégiques (12).

MAIN-D'OEUVRE

Les installations de traitement du minerai de fer sont habituellement situées loin des grands centres canadiens, ce qui engendre des problèmes de stabilité de la main-d'oeuvre. Les sociétés, déployant des efforts en vue d'inciter les travailleurs et leurs familles à déménager dans les régions éloignées, ont offert des encouragements tels que des allocations de transport non imposables, du logement subventionné et d'autres avantages, ce qui a permis de conserver une main-d'oeuvre relativement stable. En 1980, toutefois, l'entrée en vigueur du Décret de remise des allocations applicables dans le Nord a supprimé les exemptions d'impôt, mesure qui, alliée au coût plus élevé des biens dans les régions éloignées, a amené le taux de roulement à près de 40 % (21). Bien que le décret fasse l'objet d'une révision, une société estime avec prudence que d'ici 1984, ses employés auront perdu 4 millions de dollars en revenus (12). Étant donné ce taux de roulement élevé, il devient de plus en plus difficile pour les sociétés de mener leurs activités dans ces régions; en effet, elles doivent continuellement former de nouveaux employés avec ce que cela entraîne en pertes de productivité. Selon les dernières statistiques, il y avait 10 070 employés gagnant un total de 203 millions de dollars en 1977 (18).

Par contre, l'effectif dans le secteur de l'acier est beaucoup plus stable étant donné que les installations sont habituellement situées à proximité des marchés et qu'elles constituent le point central des grands complexes industriels comme celui de Hamilton. Les taux horaires des travailleurs qualifiés dans ce secteur sont généralement supérieurs à la moyenne. En 1977, les sidérurgies employaient quelque 41 275 employés pour une masse salariale de 678 millions de dollars (18).

Bien que l'industrie soit devenue plus mécanisée et qu'un plus grand nombre de procédés soient contrôlés à distance, il y a encore des tâches qui exigent beaucoup d'efforts physiques, surtout dans le domaine de l'entretien et de la maintenance.

RECHERCHE ET DÉVELOPPEMENT ACTUELS

Les travaux de recherche et de développement dans l'industrie du minerai de fer au Canada sont minimes et portent surtout sur la résolution des problèmes liés aux procédés. La recherche majeure à long terme est effectuée par les laboratoires situés aux É.-U. des principales sociétés américaines (par ex.: Picklands Mather & Co., Hanna Corporation, Cleveland-Cliffs, etc.) (18). Ces dernières années, les laboratoires se sont attachés à des problèmes qui ne concernent pas le Canada, d'où le plus grand intérêt à faire appel aux connaissances techniques et aux installations de CANMET. En 1979, un groupe de travail technique du minerai de fer a été créé en vue de discuter des questions d'intérêts communs pour les producteurs de minerai de fer. Il en a résulté la réalisation de projets mixtes de recherche, avec la participation de CANMET, d'autres ministères fédéraux comme Environnement Canada, d'organismes provinciaux comme le ministère des Richesses naturelles et le Centre de recherche minérale et des sociétés minières. Ainsi, l'étude portant sur l'eau rouge réalisée dans la région du Québec et du Labrador était un effort coopératif auquel ont participé sept sociétés minières, CANMET, le Service de protection de l'environnement (régions de l'Atlantique et du Québec) et le service des eaux intérieures de Burlington (Ontario). Au total, le Canada aurait affecté 10 A.-P. aux travaux de R et D relatifs au traitement du minerai de fer (22). Au niveau universitaire, plusieurs établissements, partout au pays, ont entrepris de la recherche dans le domaine (23).

Dans l'industrie canadienne du fer et de l'acier, on fait appel à environ 250 chercheurs, dont 40 % étudient la métallurgie des minerais. La Stelco est la société qui effectue le plus de R et D; au centre de recherche situé à Burlington (Ontario), 125 personnes sont affectées à ces tâches. CANMET, par contre, n'affecte qu'un nombre minimum de ses employés à la recherche dans ce domaine. Dans les universités canadiennes, les cours de génie métallurgique et les programmes de recherche sont fortement axés sur la métallurgie du minerai de fer (24).

LACUNES DE LA TECHNOLOGIE ET DÉFIS

SANTÉ ET SÉCURITÉ

Étant donné la découverte d'anthophyllite dans les tissus d'un mineur de Wabush (10), il semble que des études à court et à long termes doivent être entreprises dans les mines de fer pour déterminer s'il s'agit d'un risque chronique qui vient tout juste d'être découvert ou s'il ne s'agit que d'un cas isolé de contamination contractée à la mine. Du moins, il conviendrait de faire passer périodiquement des radiographies pulmonaires aux mineurs.

La tendance à l'automatisation et au contrôle à distance, par exemple la mise au point et l'usage de la robotique, devrait permettre d'améliorer le dossier de la santé et de la sécurité. Les travailleurs de l'industrie de l'acier effectuent de moins en moins de travaux dangereux et la tendance se poursuit.

ENVIRONNEMENT

Les problèmes environnementaux dans l'industrie du minerai de fer sont loin d'être résolus. À partir de l'étude sur l'eau rouge mentionnée plus tôt dans le présent rapport (6), on a mis au point, par des essais à échelle très réduite, sept méthodes différentes de traitement chimique qui engendreraient des coûts annuels en réactifs se situant entre 75 000 et 650 000 $ Can. Les coûts fondés sur un débit moyen de 750 L/s et sur l'obtention d'une quantité de fer inférieure à 1 mg/L d'eau d'effluents. Dans les techniques plus coûteuses, on a recours à la diminution du temps de dépôt qui réduit ainsi la taille des étangs de résidus et entraîne des économies globales. Il convient de souligner que les méthodes ont été élaborées en laboratoire, à une échelle très réduite et dans des conditions idéales et qu'elles n'ont pas encore été employées ou mises à l'essai dans des conditions réelles. La réalisation de projets pilotes nécessitera la collaboration et l'appui financier de l'industrie.

Jusqu'à maintenant, le ministère de l'Environnement a pu s'assurer que le seul effet toxique de la présence d'hématite colloïdale dans l'eau a été la destruction d'un grand nombre d'oeufs de saumon. Toutefois, on poursuit les études en vue de déterminer si de plus amples dommages sont causés à la végétation, au benthos et au plancton. Bien que l'ingestion de cette eau par les humains se soit révélée inoffensive jusqu'à présent, on en étudie les effets à long terme en vue de s'assurer qu'une exposition chronique à ces substances ne sera pas dangereuse pour les générations futures.

La quantité de fumée rouge produite lors de la fabrication de l'acier a été réduite, mais elle pourrait l'être encore plus. L'évolution des procédés continus tend vers la minimisation des sources de poussière et la promotion de la récupération de la chaleur.

Il est essentiel que les efforts scientifiques déployés au pays fasse l'objet de plus de consultation et de coopération si l'on veut résoudre les problèmes inhérents à l'industrie du minerai de fer. Tout effort ou initiative unilatéraux des gouvernements ne suffira pas à entraîner des changements appréciables.

CONCURRENCE

C'est le Brésil qui constitue la plus grande menace pour l'industrie canadienne du minerai de fer. Nous ne disposons pas de nouvelles techniques et il est difficile d'imaginer que des méthodes de traitement nous permettant de faire concurrence au minerai brésilien de qualité élevée (67 % de Fe et moins de 1 % de SiO_2) pourront être élaborées d'ici les 20 prochaines années (11,18).

Ressources de minerai de fer au Canada (en millions de tonnes)

	Mesurées		Indiquées		Total	
	Brut	Fe	Brut	Fe	Brut	Fe
Cas n° 1	10 747	3 802	1 086	365	11 833	4 167
Cas n° 2	6 303	1 817	7 696	2 244	14 000	4 060
Réserves additionnelles 3					128 761	37 119
	17 050	5 619	8 782	2 609	154 594	45 346

1 Exploitables dans les conditions techniques et économiques de 1972.

2 Haute probabilité d'exploitation.

3 Réserves additionnelles qui sont des sources éventuelles d'approvisionnement.

AUTARCIE

La plus récente évaluation des réserves et des ressources de minerai de fer au Canada, menée en 1972 par la Commission géologique du Canada, a donné les résultats suivants (13):

Depuis 1972, environ 950 millions de tonnes de minerai ont été extraites et, selon certaines prévisions, il y en aura 2,7 milliards de plus qui le seront d'ici l'an 2000. Par conséquent, les ressources canadiennes suffiront à répondre aux besoins nationaux et à la demande d'exportation prévus, et ce jusqu'au XXI^{e} siècle. Étant donné que la définition de "réserve" et de "ressources" varie en fonction des temps et des conditions économiques, il se peut que de grandes quantités de minerai actuellement classées parmi les ressources passent aux réserves avec la mise au point de nouvelles méthodes plus perfectionnées (24). La diversification des activités de l'industrie du minerai de fer permettra vraisemblablement au Canada de réduire dans une grande mesure, voire même d'éliminer les importations d'aciers spéciaux, d'alliages et de ferro-alliages (12).

RÉPERCUSSIONS DE LA HAUTE TECHNOLOGIE

Le Canada est en voie de devenir l'un des pays à la fine pointe de la haute technologie. Il est à espérer que la haute technologie jouera un rôle important dans le recyclage des déchets d'acier en permettant l'élaboration de méthodes en vue d'éliminer les matériaux délétères que contiennent les produits. Il s'agit toutefois d'un secteur hautement concurrentiel qui doit pouvoir s'adapter rapidement afin de demeurer au même niveau que les É-U. et le Japon dans la fabrication de l'acier.

ÉCONOMIES

Il faudra apporter des changements aux procédés si l'on veut améliorer le taux de récupération du fer. En effet, comme il a été mentionné plus haut, ce taux varie entre 70 et 75 %. Grâce à des techniques nouvelles et plus innovatrices, il pourrait être possible de l'améliorer de 25 %. Cette mesure ne sera possible que par l'usage d'une technique supérieure pour l'exploitation des gisements existants et marginaux et d'une technique encore plus perfectionnée pour récupérer le fer rejeté lors du traitement et actuellement évacué dans les effluents, par ex.: les méthodes électrolytiques de récupération de l'hématite colloïdale qui permettent également de résoudre le problème de l'eau rouge. Il semble donc s'agir d'un domaine qui nécessite de nombreux travaux de R et D. Les réserves de fer pourraient être accrues de 20 % si on élaborait une nouvelle méthode de traitement des résidus. Dorénavant, on utilisera l'eau directement et les laitiers comme substituts du ciment, et on mettra au point une technique en vue d'optimiser la récupération des métaux communs trouvés dans la fumée.

ÉCONOMIES D'ÉNERGIE ET REMPLACEMENT DES SOURCES

Bien que les préoccupations concernant les pénuries d'énergie ne se soient pas étendues avant le milieu des années 70, l'industrie cana-

dienne de l'acier applique activement, depuis bon nombre d'années, les principes des économies et de la gestion de l'énergie. L'utilisation rationnelle de l'énergie a toujours été l'une de ses préoccupations majeures vu qu'elle représente plus de 20 % des coûts de la fabrication de l'acier. La facture annuelle d'énergie s'élève approximativement à 900 millions de dollars. Contrairement à ce qui se produira dans les autres secteurs de l'industrie, il y aura, selon les fabricants d'acier au pays, une moins grande amélioration du rendement énergétique d'ici 1985. En fait, la raison de cela est que ce secteur ne dispose plus de mesures d'économie "faciles" à appliquer. Le rendement énergétique a presque atteint les limites de ce qui est techniquement faisable vu les installations de production et les programmes actuels.

Environ 80 % de l'acier brut produit au Canada provient des usines de 5 grands fabricants intégrés, soit l'Algoma, la Dofasco, la Sidbec-Dosco, la Stelco et la Sysco. En 1979, par l'entremise de la Ferrous Industry Energy Research Association (FERA), les sociétés se sont engagées à réduire, d'ici 1985, leur consommation d'énergie par tonne d'acier brut produite de 7,1 % par rapport à l'année de base 1974. À la fin de 1980, les sociétés avaient réalisé des réductions de 4,7 %.

D'après les normes globales, l'industrie canadienne de l'acier possède un taux de rendement énergétique très élevé. Toutefois, les efforts que l'industrie déploie en vue d'abaisser encore la consommation d'énergie sont freinés par la pénurie de capitaux due en grande partie au fait que les coûts de production augmentent plus rapidement que les prix de l'acier. Selon les producteurs d'acier, un autre facteur de difficulté serait le contrôle gouvernemental rigoureux, particulièrement dans le domaine de l'environnement, qui est responsable de l'augmentation des coûts et des difficultés d'obtention des capitaux disponibles (25).

Au cours des années passées, les fabricants d'acier du Canada ont ouvert la voie avec des réalisations qui ont permis d'accroître le rendement énergétique. Cette industrie a été, par exemple, la première au monde à utiliser des boulettes pré-réduites à l'échelle commerciale pour alimenter des hauts-fourneaux produisant de faibles volumes de scories, ce qui a permis de réduire considérablement la consommation de calcaire et de coke, et à injecter du mazout lourd, abaissant le taux global de combustible utilisé. On lui doit également l'introduction en Amérique du Nord du sinter autofondant et l'utilisation de charges de hauts-fourneaux entièrement pelletisées, mesures qui ont eu d'importantes répercussions sur les économies d'énergie. C'est la Dofasco qui a installé le premier four convertisseur en Amérique du Nord. L'industrie de l'acier a également été le pionnier du procédé de réduction directe qui emploie des boulettes à très faible teneur en gangue et permet de minimiser les pertes d'énergie dans les laitiers; à l'heure actuelle, on exploite trois de ces installations à haut rendement énergétique.

Récemment, la Stelco a conçu et élaboré un concept entièrement nouveau pour le laminage à chaud des feuillards, connu sous le nom de "Coilbox". Le procédé a permis de réduire considérablement la consommation d'énergie de même que les coûts en capital nécessaires pour la construction des laminoirs à chaud. L'industrie canadienne a pris un certain nombre d'autres mesures innovatrices pour économiser l'énergie, mais elles sont trop nombreuses pour être toutes mentionnées dans le présent rapport.

L'industrie canadienne de l'acier participe actuellement à un programme mixte de recherche, de concert avec le Centre de recherches métallurgiques (CRM) situé à Liège, Belgique. Les travaux portent sur l'injection de plasma (gaz surchauffé) dans des hauts-fourneaux. Les avantages possibles de cette technique sont les suivants:

- diminution de la consommation de coke due à l'utilisation accrue d'électricité;
- réduction des émissions provenant des fours à coke;
- plus grande souplesse dans l'utilisation des combustibles;

- dépendance réduite envers le charbon cokéfiant métallurgique importé des États-Unis;
- prolongement de la durée de vie des ressources de coke existantes.

De plus, les sociétés membres de la FERA ont consommé, en moyenne, 20,51 millions de Btu par tonne nette d'acier brut produite en 1980, ou, au total, 302 billions de Btu (équivalant à 52 millions de barils de pétrole brut). De ce nombre total d'unités, 65 % étaient produites par du charbon, 19 % par du gaz naturel, 10 % par du pétrole et 6 % par de l'électricité.

Selon les modèles statistiques de l'Institut international du fer et de l'acier, il est possible d'économiser 2,3 millions de Btu par tonne brute d'acier produite, ce qui constitue une diminution majeure des quantités d'énergie consommées, si l'on substitue la coulée continue à la production de lingots.

Le laminage direct des lingots d'acier constituerait une solution de rechange viable à la coulée continue; elle a déjà été adoptée par une des sociétés membres de la FERA. La transformation directe des lingots en rouleaux fait baisser l'apport énergétique requis en réduisant le nombre d'opérations de chauffage et de laminage nécessaires pour passer du lingot au produit fini. Les économies d'énergie sont évaluées à 1,2 million de Btu par tonne de produits finis.

L'augmentation vertigineuse des prix du pétrole et du gaz naturel entraînera le remplacement de ces combustibles par du charbon et de l'électricité au cours des prochaines décennies. L'utilisation accrue des fours à arc électrique est prévue, mais elle sera limitée par les quantités disponibles de déchets, de fer spongieux et d'électricité.

Une plus grande utilisation du charbon (coke) dans ce secteur fera croître la quantité de gaz produite à l'échelle interne et, partant, diminuer les achats de gaz naturel (26,27).

Pour ce qui est de l'industrie du minerai de fer, il semble probable que, vu la hausse des prix des combustibles fossiles, le secteur aura plus ample recours à l'électricité, plus particulièrement lorsque les installations sont situées dans la région du Québec-Labrador et dans le nord de l'Ontario, à proximité du projet de la baie James et des centrales nucléaires (1).

DIVERSIFICATION

Comme mentionné plus tôt, il semble que les principales sociétés de traitement du minerai de fer soient en voie de mettre au point des procédés concernant le silicium, le ferro-silicium et d'autres métaux stratégiques (12).

L'industrie de l'acier tentera de mettre au point de nouveaux produits dans ses propres domaines de spécialisation comme cela s'était produit par exemple avec l'introduction du procédé de fabrication des rouleaux continus de tôles galvanisées en 1955 par la Dofasco et de la technique de production des poutrelles larges en 1961 par l'Algoma (26).

MAIN-D'OEUVRE

L'industrie du minerai de fer demeurera aux prises avec des problèmes de recrutement et de stabilité de la main-d'oeuvre, à moins que le Décret de remise des allocations dans le Nord ne soit abrogé (21).

Il est prévu que l'industrie canadienne de l'acier devra investir 15 milliards de dollars (valeur de 1980) avant l'an 2000 si elle veut demeurer assez concurrentielle pour répondre à la demande sur les marchés nationaux et étrangers. Pour ce faire, il sera nécessaire de faire appel à de la main-d'oeuvre plus nombreuse, plus qualifiée et mieux formée, pouvant s'adapter aux progrès technologiques (26). Toutefois, toute activité de R et D réalisée par CANMET n'aurait que des répercussions minimes sur la situation de la main-d'oeuvre.

RÉFÉRENCES

1. "Canadian mineral survey 1981"; Secteurs de la politique minérale et de l'énergie; Énergie, Mines et Ressources Canada; 1981.

2. "Structural problems of the Canadian iron ore industry"; Secteur de la politique minérale;

Énergie, Mines et Ressources Canada; 1982; (en préparation).

3. "Iron and steel mills"; Statistique Canada Annual Publication 41-203; 1980.

4. "Milling practice in Canada"; Institut canadien des mines et de la métallurgie; CIM Spec Vol 16; 1978.

5. Wabush Mines - communication personnelle.

6. Sirois, L.L., Joe, E. et Cameron, W. "Water recycling practice in Canadian mines and mills"; Rapport de Division MRP/MSL 81-105(OP); CANMET, Énergie, Mines et Ressources Canada; 1981.

7. Russel et Vaughan, "Steel production" John Hopkins University Press; 1976.

8. "Canadian iron ore industry statistics"; Secteur de la politique minérale; MRI 81/11; Énergie, Mines et Ressources Canada; 1979-1980.

9. "Reduction processes outside the blast furnace and their effect on future iron and steel production in the world"; New Technologies in Iron Ore Processing; Battelle Institute Report; 1973.

10. Soles, James, A. "Anthophyllite from Wabush Lake, Labrador, and its identification in lung tissue from a miner"; Investigation Report MRP/MSL 75-15(IR); CANMET, Énergie, Mines et Ressources Canada; 1975.

11. Secteur de la politique minérale, EMR - communication personnelle.

12. Iron Ore Company of Canada - communication personnelle.

13. "Iron ore"; Mineral Policy Series; Mineral Bull MR148; Énergie, Mines et Ressources Canada; 1976.

14. Boucher, M.A. "Iron ore"; Commodity Report; Secteur de la politique minérale; Énergie, Mines et Ressources; 1980.

15. "Chromium, an imported mineral commodity"; Commodity Report; Mineral Bull MR196; Énergie, Mines et Ressources Canada; 1982.

16. Law-West, D.G. "Manganese"; Commodity Report; Secteur de la politique minérale; Énergie, Mines et Ressources Canada; 1980.

17. "Vanadium - an imported mineral commodity"; Mineral Bull MR188; Énergie, Mines et Ressources Canada; 1980.

18. "Canadian minerals yearbook"; Énergie, Mines et Ressources Canada; 1979.

19. White, D.W. et Gow, W.A. "The contribution of science and technology in the mining processing and utilization of minerals in assuring an adequate resource base for Canada"; Program Report MRP 75-22; Énergie, Mines et Ressources Canada; 1975.

20. "Technology and steel toward 2000"; Énergie, Mines et Ressources Canada; 1979.

21. Ministère des Finances - communication personnelle.

22. Iron Ore Company of Canada - communication personnelle.

23. Personnel du gouvernement et Bureau des contrats - communication personnelle.

24. Diverses sociétés de fabrication de fer et d'acier - communication personnelle.

25. Secteur de la politique minérale - communication personnelle: mise à jour de réf. 13.

26. "Canadian national energy forum"; Comité national canadien de la Conférence mondiale

de l'énergie; Conférence mondiale de l'énergie; 1981.

27. Klimoff, E. "Ferrous metals energy consumption conservation task force report"; FERA; 1981.

LES MINÉRAUX INDUSTRIELS

APERÇU DE L'INDUSTRIE

Les livraisons canadiennes de minéraux industriels ont été évaluées, en 1980, à 4200 millions de dollars; de cette somme, 2530 millions sont représentés par des minéraux non métalliques (amiante, barytine, fluorine, etc.) et 1670 millions, par des matériaux de construction (ciment, chaux, sable et gravier, pierres). Les quantités livrées et leur valeur, en dollars, sont résumées au tableau 6.

Tableau 6 - Livraisons canadiennes de minéraux industriels, 1980 (1)

Non métalliques	tonnes	$
Amiante	1 323 053	618 493 360
Barytine	1 323 053	4 380 167
Fluorine	-	-
Gypse	7 336 218	39 538 688
Dolomite à magnésite	7 336 218	10 404 392
Syénite néphélinique	599 699	15 935 661
Potasse (K_2O)	7 201 217	1 020 705 248
Quartz	2 251 831	29 184 492
Sel	7 422 854	122 775 145
Sulfate de sodium	480 666	30 468 339
Soufre élémentaire	7 655 723	444 095 310
Soufre, gaz de fusion[1]	894 732	28 912 895
Soufre, pyrites[2]	14 328	344 770
Autres minéraux non métalliques[3]	14 328	167 124 065
Total, minéraux non métalliques		2 532 362 532
Total, matériaux de construction		1 668 577 000
Total, minéraux industriels		4 200 939 532

1. Teneur en soufre.
2. Teneur estimative en soufre.
3. Comprend l'oxyde de titane, le talc et la pierre de savon, la mousse de tourbe et les gemmes.

Ces minéraux industriels ont représenté 43 % (4200 millions de dollars) de la valeur totale des minéraux produits en 1980 (9700 millions de dollars), exclusion faite des combustibles, ce qui donne une valeur par tête d'habitant de 175 $.

Le Canada se classe au deuxième rang mondial comme producteur d'un certain nombre de minéraux industriels, soit de l'amiante (27,5 % de la production mondiale), de la potasse (23,6 %), du soufre élémentaire (16,8 %) et du gypse (11,5 %).

Ces minéraux industriels représentent un apport considérable à l'économie canadienne. Les principaux chiffres de production et de commerce pour 1979, dernière année pour laquelle nous disposons de données complètes, sont donnés au tableau 7.

L'industrie des minéraux industriels se compose d'un certain nombre de grandes sociétés canadiennes et multinationales qui emploient des centaines de personnes, de nombreuses entreprises intermédiaires et, également, de quelques petites

Tableau 7 - Données statistiques, minéraux industriels, 1979 (2)

	Minéraux industriels			
	Mineraux non métalliques ($000)	Minéraux pour ouvrages structuraux ($000)	Total, minéraux ($000)	% du total
Production	1 354 921	1 312 061		
	2 666 982		18 399 832	14,5
Exportations	2 170 800	S.O.	19 818 600	11
Importations, minéraux bruts et ouvrés	931 000	S.O.	12 446 500	7

entreprises qui n'emploient peut-être que 5 ou 6 personnes à temps partiel. L'Annuaire des minéraux de 1979 (2) établit à 21 798 le nombre d'employés de l'industrie des minéraux non métalliques (à l'exclusion des matériaux de construction) travaillant dans 378 mines ou usines distinctes. Si l'on y incluait les matériaux de construction, le nombre total d'employés de l'industrie doublerait probablement.

Les minéraux industriels sont utilisés dans pratiquement tous les procédés et pour la fabrication de presque tous les produits industriels. Au tableau 8, on trouvera une ventilation des principales catégories de minéraux et de leurs grandes utilisations.

Tableau 8 - Utilisations/applications de certains minéraux industriels (3)

Application	Minéral
Abrasives (en grains, agglomérés et enduits, et meules)	Sable quartzeux, carbure de silicium, oxyde d'aluminium, grenat, topaze, talc, etc.
Produits d'amiante, de ciment (garnitures de frein, papier, canalisation, ciments)	Amiante, silice
Céramique (briques d'argile, verre, appareils sanitaires, produits réfractaires)	Argile, kaolin, sable silicieux, feldspath, syénite néphélinique, etc.
Produits chimiques (hydroxyde de sodium, chlore, acides fluorhydrique, muriatique et sulfurique)	Sel, fluorine, soufre, etc.

Tableau 8 (suite)

Application	Minéral
Matériaux de construction (agrégats, béton, produits de gypse et de chaux, matériaux isolants, monuments, granules à couverture)	Sable, gravier, pierre concassée, scorie d'empierrement, ciment, gypse, pierres, etc.
Appareils d'électronique et d'optique (appareils électroniques et leurs applications)	Quartz
Engrais	Azote, phosphates, potasse, calcium, magnésium, soufre, etc.
Fondants (production et formage des métaux)	Fluorine, silice, chaux/calcaire
Sable de moulage (fer, acier et autres métaux, moulage, et fabrication)	Silice, zircon, olivine
Pigments minéraux et matières de charge (caoutchoucs, matières plastiques, asphaltiques, asphalte, peintures, carreaux de parquet, produits de gypse)	La plupart des minéraux industriels
Forage de puits de pétrole (Aides et boues de forage)	Barytine, mica, amiante, bentonite, diatomite, etc.

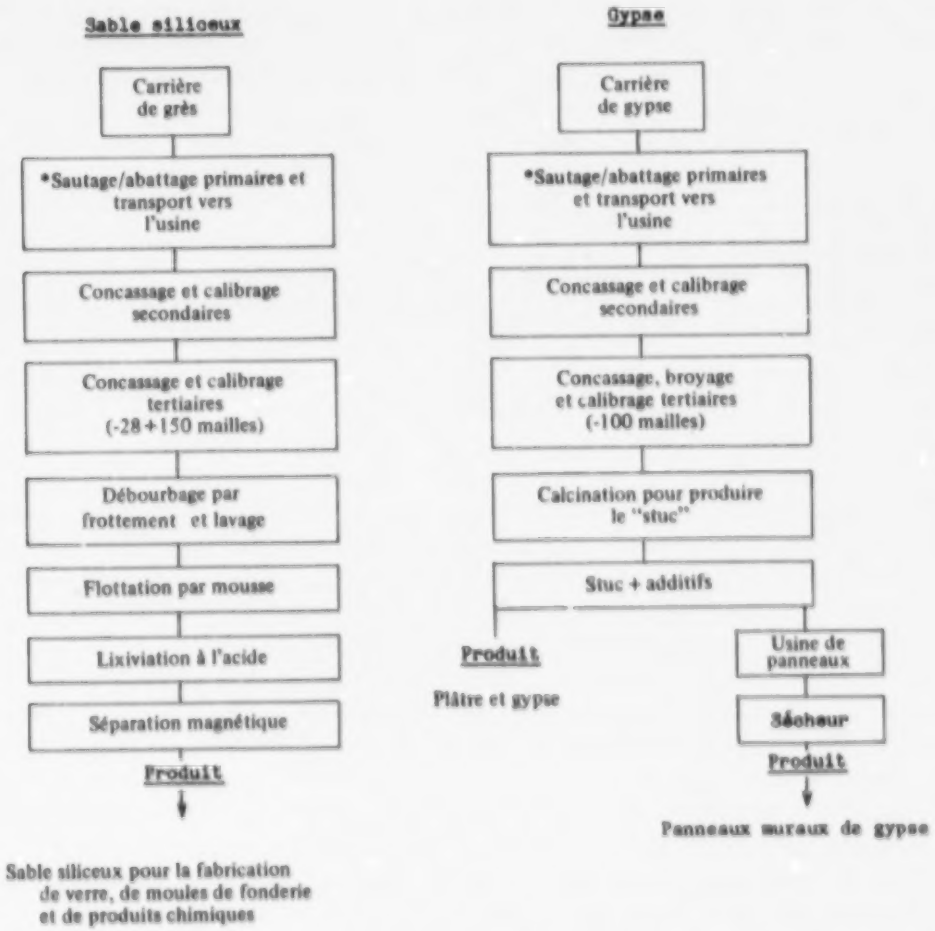
TECHNOLOGIE ACTUELLE

Bon nombre de minéraux industriels, par exemple, le gypse, sont extraits de gisements en surface ou peu profonds par exploitation à ciel ouvert. En revanche, d'autres, comme la potasse, ne se trouvent qu'en profondeur, et ils sont traditionnellement récupérés par exploitation souterraine. La plupart du temps, le gros du minerai extrait est utilisé, exception faite de l'amiante et, dans une moindre mesure, de la potasse.

De nombreux minéraux industriels sont traités par voie sèche, y compris pour le concassage et le broyage, le criblage au moyen de tamis ou de séparateurs à courant d'air et la séparation magnétique. D'autres pourraient devoir être traités par voie humide, par exemple, pour le lavage par secousses ou par frottement, la flottation et la lixiviation à l'acide. Certains sont soumis à un traitement ultérieur, soit à la calcination, par exemple pour produire du ciment Portland, de la chaux et du plâtre de gypse. Il

arrive que les méthodes de traitement et de récupération de quelques minéraux soient quelque peu uniques, par exemple pour le sulfate de sodium qui est récupéré de lacs salés de l'Ouest du Canada par concentration et évaporation; le chlorure de sodium qui, en plus d'être extrait du sol, est récupéré d'eaux salées ou de cavités de dissolution souterraines et traité au moyen d'évaporation en étapes multiples, dans un bac sous vide; et le soufre élémentaire qui est un co-produit du gaz naturel extrait des puits de gaz acide de l'Ouest du Canada. Comme on peut le constater, le traitement peut varier énormément d'un minéral industriel à l'autre. Deux graphiques de cheminement typique, l'un pour le sable silicieux, l'autre pour le gypse et les produits du gypse, sont donnés à la figure 3.

Nous nous concentrerons, ici, sur quelques minéraux bien précis, surtout sur les problèmes de traitement qu'ils suscitent, les travaux



*Le traitement peut comprendre le lavage pour éliminer la boue, le sel, etc., et la séparation dans des milieux lourds pour éliminer l'anhydrite.

Fig. 3. Étapes typiques dans le traitement de la silice et du gypse

courants de R et D qu'on effectue à leur sujet, les lacunes technologiques et les défis à relever.

Étant donné la grande diversité du secteur des minéraux industriels, il est décrit sous deux grandes rubriques, chacune d'entre elles étant subdivisée en deux éléments comme suit:

Non métalliques

- gypse, chaux, roches phosphatées, potasse, sel, silice
- amiante*

Matériaux de construction

- agrégats, ciment et béton
- céramique

*En raison de sa grande importance, l'amiante est étudiée séparément.

MINÉRAUX NON MÉTALLIQUES

PROBLÈMES, TRAVAUX COURANTS DE R ET D, LACUNES ET DÉFIS

GYPSE

La production canadienne de gypse, dans six provinces, a été de 7,3 millions de tonnes, évaluées à 39,5 millions de dollars, en 1981. Presque 70 % de celles-ci ont été exportées, surtout par la Nouvelle-Écosse, dans l'Est des États-Unis. Le reste est utilisé au Canada pour fabriquer du plâtre et des panneaux muraux et pour produire du ciment Portland. Parmi les impuretés typiques de nombreux gisements canadiens, on trouve l'anhydrite, le calcaire, la boue et le sel, qui sont réduits par extraction, concassage et criblage selectifs et, à l'occasion, par lessivage à l'eau sur des treillis. Le traitement du gypse consiste essentiellement à le réduire en une fine poudre par concassage et broyage et, pour les produits du gypse, par calcination à faible température (200°C). Le gypse ainsi calciné est mélangé à de l'eau pour former une boue, ultérieurement traitée pour former des panneaux muraux qui sont séchés avant leur expédition. Les grands problèmes de l'industrie ont trait à la qualité du minerai brut, au coût élevé de l'énergie essentielle au traitement et à un séchage des produits du gypse, à la mise au point de nouveaux produits de construction et à la concurrence que se livrent les producteurs. Durant les 8 ou 10 dernières années, la R et D a surtout porté sur la mise au point de circuits de calcination en continu afin de remplacer les circuits de calcination en lots. Divers types de ces circuits, y compris une unité "halo-flite", une autre mise au point par la National Gypsum et une troisième par la Western Gypse, sont en utilisation. Actuellement, ce sont les économies d'énergie à la calcination et, étape encore plus névralgique, au séchage des planches murales qui intéressent les travaux de R et D. Un projet mis sur pied par CANMET, dans le cadre du PEN - dont la durée est de quatre ans -- pour ménager l'énergie consommée par les minéraux industriels (1,5 million de dollars) s'attaquera probablement à ce domaine. D'autres domaines qui suscitent de l'intérêt sont la production de planches murales plus résistantes mais plus minces et, dans une moindre mesure, la construction au moyen de planches intercalaires de gypse isolées. Le phosphogypse, produit résiduel de l'industrie des engrais phosphatés, intéresse peu en raison du radium qu'il contient, qui en défavorise l'utilisation dans les produits de gypse. CANMET projette d'effectuer une étude limitée pour établir s'il est possible de réduire la radioactivité du phosphogypse, dans le cadre d'un programme plus vaste qu'il exécutera sur les substances radioactives durant l'année 1982-1983.

CHAUX

En 1980, la production canadienne de chaux s'est élevée à 2,5 millions de tonnes évaluées à 129 millions de dollars. Cette chaux est le produit de 25 usines, réparties surtout en Ontario et au Québec, qui représentent 85 % de la production. On obtient la chaux en grillant des calcaires bruts (concassés et criblés) dans divers genres de four, le produit calciné servant de fondant dans les aciéries et de matière de charge pour le traitement des pâtes utilisées dans l'industrie du papier à journal. Le calciné sert aussi à régler le taux d'acidité du minerai d'uranium en cours de traitement, à traiter les eaux vannes et l'eau potable et à fabriquer des produits chimiques et des engrais à base de calcium. On commence à l'utiliser pour réduire les quantités de SO_2 dégagées par les cheminées des centrales électriques. CANMET se lancera certainement dans ce domaine de recherche, étant donné les préoccupations qu'a formulées le gouvernement au sujet de la pollution par le SO_2 et les pluies acides. CANMET aurait peut-être aussi avantage à trouver des utilisations pour les boues de gypse qui en résultent.

ROCHES PHOSPHATÉES (4)

On qualifie habituellement de "roche phosphatée" toute roche ou matière grenue qui contient des minéraux phosphatés. On l'extrait pour la transformer en divers produits, y compris du phosphore élémentaire, de l'acide phosphorique, et des engrais et des produits chimiques phosphatés. Le Canada dispose d'abondantes quantités de roches phosphatées mais n'en exploite aucune, tous ses besoins étant satisfaits au moyen d'importations, surtout en provenance des États-Unis. Ainsi, nous en importons actuellement environ 4 millions de tonnes par année, et nous nous attendons à ce que la consommation annuelle s'accroisse à plus de 5 millions d'ici 1990. La plupart des dépôts de valeur commerciale sont du genre sédimentaire (carbonatites) et sont formés d'une matière grenue faiblement tassée. Son traitement est relativement simple puisqu'il suffit de la laver à l'eau pour en retirer les fines, puis de la soumettre à la flottation pour récupérer un produit titrant plus de 30 % de P_2O_5. La plupart des gisements de valeur commerciale se trouvent en Ontario, au Québec et en Colombie-Britannique, ceux de la région Cargill, dans le nord de l'Ontario, étant les plus susceptibles de passer à l'exploitation commerciale. Plusieurs sociétés candiennes en font l'étude intensive depuis 7 ou 8 ans. Bien qu'il ait été établi que la production de concentrés riches destinés aux marchés canadiens soit techniquement réalisable, son coût élevé d'immobilisations et d'exploitation empêche actuellement la construction d'usines et la production. Les études actuelles portent sur la possibilité d'obtenir comme sous-produit de la vermiculite, des minéraux argileux, du sable quartzeux et des minéraux à forte teneur en colombium qui sont associés en grandes quantités aux gisements. À cet égard, CANMET mène actuellement une étude de récupération du coût afin d'évaluer la faisabilité technique d'augmenter le volume de la vermiculite, à partir de minerai brut, tout en lui conservant sa valeur commerciale. Des études connexes pourraient être, selon toute probabilité, entreprises par CANMET sur les autres minéraux au cours des quelques années qui viennent. Le dépôt de Cargill est situé sur la hauteur de Kapuskasing, formation géologique de plusieurs centaines de kilomètres qui s'étend du lac Supérieur à la baie James. On sait que cette structure renferme au moins 9 autres complexes de carbonatites. Ces dépôts méritent d'être davantage étudiés afin d'établir des données sur leur minéralogie et leur traitement, ce qui ajouterait beaucoup à nos connaissances et faciliterait une exploitation future. D'après un document de référence récemment étudié (4), MR 193, d'ici l'an 2000, la demande canadienne de roches phosphatées pourrait excéder les quantités que la Floride, notamment, peut fournir. Il est donc impératif que le Canada exploite ses propres ressources.

POTASSE (KCl)

En tout, le Canada extrait actuellement environ 7 millions de tonnes par année de potasse de ses gisements souterrains de la Saskatchewan. On y trouve 10 mines et une installation d'extraction chimique. Dans les mines souterraines, des haveuses continues procèdent à l'abattage de la potasse, qui est ensuite chargée et acheminée vers la surface, puis concassée et lavée par frottement dans une solution d'eau salée et soumise à la flottation pour la dessaler. La potasse (KCl) est ensuite séchée, criblée et conditionnée pour son expédition vers les marchés; le sel (NaCl) est stocké en grandes quantités à la surface. Il faut environ 1,5 tonne de sel pour produire une tonne de K_2O.

Dans l'extraction chimique, une solution chaude est injectée sous pression dans une cavité des lits de potasse, au moyen de sondes. Des solutions concentrées sont retirées du fond de la cavité et pompées à la surface afin d'être traitées. Ce traitement consiste en une évaporation, suivie de cristallisation et de séparation des sels; une partie du chlorure de sodium est acheminée, sous forme de boue, vers une usine avoisinante où l'on récupère le sel à cristaux fins; le reste de la solution saline est pompé jusqu'à un grand bassin d'élimination.

Bien que la potasse soit relativement simple à traiter, on s'inquiète des pertes de potasse dans les sels rejetés. À cet égard, CANMET a entrepris une étude de trois ans (2,5

A.-P.) de la chimie superficielle du minerai de potasse afin d'établir s'il y a lieu d'en améliorer le procédé de flottation. Une deuxième difficulté a trait au stockage en surface de grandes quantités de sels résiduels. Le traitement par voie humide, sous terre, s'avère indésirable; cependant, si la séparation électrostatique ou toute autre technique de traitement par voie sèche pouvait être utilisée économiquement, le gros du traitement pourrait s'effectuer dans les mines souterraines, le sel résiduel y étant laissé comme remblai. Bien qu'il ait déjà fait l'objet d'études, le traitement par voie sèche mérite un examen plus poussé. L'utilisation des sels résiduels de l'exploitation de la potasse est un autre domaine digne d'attention. Une faible quantité de ces sels est utilisée pour faire fondre la glace, sur les routes, mais la plus grande partie est conservée dans les bassins de stockage. Même si cette méthode de stockage en surface des sels résiduels et des solutions salées ne présente pas de grandes difficultés, actuellement, elle n'en représente pas moins une source éventuelle de pollution des eaux souterraines, et il faudra donc surveiller de près les bassins. Le problème pourrait devenir névralgique durant la prochaine décennie ou la suivante, à mesure que croît la production de potasse pour aider et assister la production de denrées alimentaires dans les pays du Tiers Monde.

SEL (NaCl)

Le sel est récupéré par extraction souterraine à trois installations, dont deux se trouvent en Ontario et l'autre en Nouvelle-Écosse, et par extraction chimique, dans six usines de l'Ontario, de l'Alberta, de la Saskatchewan et de la Nouvelle-Écosse. La production s'établit en moyenne à 7 millions de tonnes par année. Le sel gemme, gros sel, qui est utilisé pour déglacer les routes, est traité par concassage et criblage, les principales impuretés, soit le calcaire et l'anhydrite, étant en grande partie concentrés en plus gros grains qui sont rejetés. Le sel "fin" de grande pureté qui est utilisé dans la préparation d'aliments est récupéré de solutions salées au moyen d'une évaporation en plusieurs étapes dans un bac sous vide. Les impuretés sont éliminées dans des réservoirs de "purgation" avant l'évaporation. Bien que les sources de problème soient peu nombreuses, des travaux de R et D concernant les méthodes de séparation, par voie sèche, afin d'éliminer les impuretés plus fines du sel gemme et de procéder à une purification ultérieure durant le traitement par voie humide, devraient être envisagés. Un autre domaine d'intérêt est celui de la croissance des cristaux en cours d'évaporation et de cristallisation. Une société examine actuellement des techniques qui permettraient d'obtenir des cristaux de plus grandes dimensions qui pourraient servir, par exemple, à remplacer les sels fondus coûteux et énergivores, particulièrement lorsqu'ils sont utilisés pour adoucir l'eau. Les sels fondus sont produits par la fusion des sels d'évaporateur dans de grands fours au mazout ou au gaz, le refroidissement des sels fondus par briquetage, et le concassage et le criblage du produit qui en résultent pour obtenir les dimensions spécifiées.

SILICE

La silice est produite par seulement quelques sociétés, situées surtout en Ontario, au Québec et au Manitoba, sous forme de morceaux qui servent de fondant en métallurgie et sous forme de matériau concassé ou de sable pour la fabrication du verre, des abrasifs artificiels, des produits chimiques de silice, etc. En 1980, la production a excédé deux millions de tonnes, ce qui représente moins de la moitié de la consommation canadienne totale. On satisfait au reste de la consommation au moyen d'importations en provenance des États-Unis, consistant en grande partie de sable de qualité supérieure destiné à la fabrication du verre et à l'industrie de fusion.

La production de gros morceaux est relativement simple, la principale exigence étant d'obtenir des grains de dimensions très précises afin de répondre aux spécifications du consommateur, par exemple, au treillis, -10+5 cm (-4+2 po) pour la fabrication du ferrosilicium. La production de sable siliceux est plus complexe et, pour ce faire, il faut réduire la taille du matériau d'origine, qui peut être de la quartzite, du

quartz, du grès ou du sable, aux dimensions précises qui sont demandées, par exemple -700+104 µm (-28, +150 mailles) pour la fabrication du verre, suivie de lessivage par frottement, d'une flottation, d'une séparation magnétique et, à l'occasion, d'une lixiviation à l'acide pour épuration conforme aux spécifications du client, titrant par exemple 0,02 % d'oxyde ferrique pour la fabrication du verre.

Les problèmes gravitent autour du fait que le Canada ne possède pas le matériau de silice idéal pour répondre aux besoins de l'industrie, ce qui veut dire qu'il doit importer 50 % du sable silicieux de grande pureté dont il a besoin. Les ressources intérieures qui peuvent servir, par exemple les dépôts marins à proximité des îles de la Madeleine dans le golfe Saint-Laurent et les grès de Potsdam de l'est de l'Ontario et du sud du Québec, sont vastes mais ils exigent un apprêt plutôt coûteux pour les principaux débouchés - fabrication du verre et moulage par fusion. La haute teneur en silice (99,6 % en SiO_2) et le faible taux d'impuretés (particulièrement le fer et l'alumine) sont essentiels à l'industrie du verre; dans l'industrie de l'acier, il faut aussi une forte teneur en silice et des grains de bonnes dimensions. Les impuretés de fer et d'alumine (feldspath) que contiennent les sables des îles-de-la-Madeleine doivent être retirées par flottation afin d'apprêter ce matériau pour qu'il puisse servir dans les fonderies. Une réduction ultérieure du fer, par lixiviation à l'acide, peut être nécessaire pour produire du sable silicieux convenant à la fabrication du verre. La pyrite (sulfure de fer) et l'alumine sont des impuretés typiques des grès de Potsdam. Il faut les retirer ou les réduire, souvent au prix de difficultés considérables. Le grès de Potsdam, réduit aux dimensions du sable, n'est pas idéal pour la fusion en raison de la répartition des tailles et de la forme du grain; cependant son usage est beaucoup plus répandu aujourd'hui, principalement en raison du coût de plus en plus élevé du sable importé.

Pour résoudre ce problème, il faudrait effectuer une étude intensive des ressources de silice canadiennes afin d'établir si, au moyen de procédés améliorés, on peut produire un matériau convenant à la fabrication du verre et à la fusion. CANMET a récemment achevé un projet de récupération des coûts (2 années-personnes) qui a permis d'examiner le traitement et l'enrichissement du sable des îles-de-la Madeleine pour les marchés de fabrication du verre et de fusion et il étudie actuellement d'autres dépôts choisis de silice dans le cadre d'un programme de trois ans (6 années-personnes). Ce programme est exécuté en collaboration avec les gouvernements provinciaux. Le traitement et l'enrichissement engagent la réduction du matériau extrait des ressources silicieuses en sable, suivie d'un lavage par frottement, d'un décrottage, de flottation et de séparation magnétique. Il arrive parfois qu'il faille procéder à une lixiviation à l'acide afin de le déferrer jusqu'à ce qu'il titre 0,02 % en Fe_2O_3, spécification exigée pour de nombreuses utilisations. Des améliorations sont possibles dans deux domaines particuliers, la flottation et le traitement à l'acide. Les deux sont ou seront étudiés intensivement durant cette étude. La production de silice d'une très grande pureté pour la fabrication de fibres optiques et de silicium employé dans les piles solaires suscite de plus en plus d'intérêt. CANMET a récemment entrepris une étude limitée (0,1 année-personne) dans ce domaine qui portera, entre autres, sur le traitement chimique de matériaux siliceux d'une très grande qualité. Ces travaux sont considérés comme importants et ils devraient être élargis en 1983 et par la suite, à mesure que croît l'intérêt et que de plus en plus de ressources sont disponibles.

CAPITAL-RESSOURCES DE MINÉRAUX INDUSTRIELS: BESOINS GÉNÉRAUX DE R ET D

Le Canada continue d'importer des quantités importantes de certains minéraux qui, bien qu'ils soient présents dans des dépôts canadiens, ne sont pas exploités à leur maximum, par exemple le phosphate, la fluorine, le kaolin, la silice. Un programme intensif de R et D sur les ressources canadiennes de silice a été lancé. Il devrait être suivi d'études toutes aussi intensives des ressources d'autres minéraux industriels au

Canada. Ces études viseraient trois grands objectifs: 1) établir des connaissances de base sur les ressources canadiennes de minéraux industriels et sur les technologies requises pour les utiliser; 2) repérer les problèmes existants ou perçus relativement aux sources d'approvisionnement, aux besoins d'enrichissement, aux possibilités de marché, etc., et 3) entreprendre les travaux de R et D essentiels à une utilisation optimale de ces minéraux sur les marchés canadiens et étrangers. À cet égard, CANMET a déjà entrepris une étude afin de repérer les besoins de R et D de l'industrie des minéraux industriels. Il reçoit actuellement les questionnaires remplis par l'industrie, dont on regroupe les résultats, de sorte qu'un rapport pourra être publié au début de 1983. Jusqu'ici, après les questionnaires, il semblerait exister des besoins de R et D dans un certain nombre de domaines et on dispose maintenant de données sur les travaux réels de R et D effectués par les sociétés. Ces renseignements sont résumés brièvement aux tableaux 9 et 10.

Tableau 9 - Besoins R et D de l'industrie des minéraux industriels

Minéral	Besoins de R et D repérés, par l'industrie
Amiante	- élimination des impuretés de mica dans la fibre - séparation efficace et économique de la fibre à 74 µm (à moins de 74 µm, la poussière produite par des mailles de -200 est considérée nocive) - découverte de nouveaux produits à base d'amiante - mise au point de fibres modifiées chimiquement - utilisation des fines d'amiante (fibres de 5 µm) dans les matières plastiques - criblage de matériau humide (à teneur de 2 à 3 % en eau) au moyen de tamis de 589 et de 417 µm (mailles 28 et 35) - séchage de la fibre afin d'en atténuer la dégradation, compte tenu de critères d'efficacité et d'économie - meilleur filtrage des boues d'amiante - ciment (produits) - utilisation des résidus d'amiante dans les produits de conditionnement et de fertilisation du sol - économies d'énergie
Barytine	- mise en valeur et enrichissement des dépôts de l'Est du Canada pour utilisation lors du forage de puits de pétrole

Tableau 9 (suite)

Minéral	Besoins de R et D repérés, par l'industrie
Bentonite	- propriétés physiques et acceptabilité comme boue de forage des puits de pétrole - réactions chimiques de la bentonite en présence de déchets nucléaires - utilisation de la bentonite comme agent de scellement dans les stériles, les bassins d'oxydation et les bassins qui servent à stocker les déchets et les résidus - utilisation accrue des bentonites de l'Ouest au Canada - utilisation de la bentonite pour retarder la progression des incendies de forêt
Gypse	- qualité des réserves de minerai dans certaines zones - modification des techniques de dynamitage, de concassage et de traitement afin de réduire les quantités de fines produites - mise en forme de boulettes et pulvérisation des fines aux fins de recyclage - marché des fines - conditionnement, récupération du sol - épuration - enlèvement du silice, des scories, de la boue, du sel - dispositifs de surveillance des procédés, réduction de la facture énergétique, diminution du coût du papier à l'endos des planches murales, réduction du poids des planches - utilisation des sous-produits, et réduction du TiO_2 et du SO_2 dans la fabrication
Ciment	- faible pureté du calcaire dans certaines régions - taux élevés d'oxyde et de chlorure de sodium et de potasse - utilisation accrue du ciment Portland dans la construction - consommation moindre de combustible et d'électricité

Tableau 9 (suite)

Minéral	Besoins de R et D repérés, par l'industrie
Ciment (suite)	- approvisionnements limités en gypse comme agent de retardement dans l'ouest du Canada - cendres volantes et d'autres additifs pour réduire la consommation de ciment Portland pour la production de béton - utilisation d'un additif de grès fin pour remplacer plus de 5 % du ciment Portland utilisé pour produire du béton - peut-on augmenter ce chiffre à un maximum? - utilisation des poussières résiduelles des fours à forte teneur en alcalis, peut-être comme agent de conditionnement du sol et engrais et comme supplément des charges d'alimentation
Chaux/calcaire	- manutention des poussières et boues des réseaux de collecte, aux usines de chaux, et leur utilisation - économies d'énergie dans les usines de chaux - plus grande utilisation de la chaux pour combattre les effets des pluies acides - calcaires - contrôle des gros grains durant le dégrossissage - réglage des teneurs en soufre et en magnésium en fonction de la qualité désirée et des normes de protection environnementales - élaboration de combustibles de rechange - déchets municipaux solides, charbon pulvérisé, mélanges de pétrole et de coke - information sur le mélange de calcaires et d'engrais pour répondre à certains besoins précis - emploi de calcaire dans les dispositifs de réduction du SO_2
Syénite néphélinique	- classification des ultra-fines de façon à pouvoir obtenir un produit de moins de 10 microns - agent de remplissage dans la fabrication de matières plastiques - réduction des minéraux de fer dans la syénite néphélinique à hornblende

Tableau 9 (suite)

Minéral	Besoins de R et D repérés, par l'industrie
Syénite néphélinique (suite)	- utilisation de la biotite, obtenue comme sous-produit - utilisation des résidus d'exploitation
Silice	- enrichissement et agglomération des fines, surtout aux usines produisant du silice en morceaux pour la fabrication de ferro-silicium et de silicium - repérage et mise en valeur de dépôts riches en quartz convenant à la fabrication de silicium métal - production de silicium de très grande pureté pour la fabrication de puces - enrichissement de certaines ressources de silice afin de répondre aux spécifications ayant cours sur le marché - enrichissement et utilisation du silice dans les fibres optiques et les piles solaires
Chlorure de sodium	- contrôle de la voûte rocheuse des mines souterraines - réduction des agents polluants dégagés par les moteurs diesel et réduction du NO_2 formé durant le dynamitage - consolidation et tassement des fines résiduelles - abaissement du coût de l'énergie consommée durant l'évaporation des eaux salées
Sulfate de sodium	- taux occasionnellement élevé de magnésium dans les eaux salées - piégeage des cristaux de sel dans le sol, dans les bassins - filtrage des concentrés d'eaux salées - coût de l'énergie
Talc	- broyage et enrichissement de façon à obtenir des produits de meilleure qualité

Tableau 10 - Études de R et D, par l'industrie

Minéral	
Amiante	- utilisation des fibres fines pour renforcer les matières plastiques - résidus employés dans la fabrication de laine minérale - récupération du magnésium des résidus - récupération des composés de mangésium (MgO, MgOH et $MgCO_3$) des résidus - fabrication de produits réfractaires à partir des résidus
Bentonite	- utilisation de la bentonite pour le stockage des déchets nucléaires - utilisation de la bentonite comme porteur pour le séléniate de sodium (additif des engrais répandus sur les pâturages de moutons) dans l'est du Canada
Gypse	- recyclage des produits résiduels (planches murales) et mise au point du matériel de traitement requis à cette fin
Ciment	- addition de carbonate au ciment Portland habituel afin de respecter les normes révisées de l'ACNOR
Chaux/calcaire	- économies d'énergie dans les usines de chaux, combustibles meilleur marché, particularités des fours - meilleur réglage de la flamme dans les fours rotatifs afin de minimiser la consommation de combustible et de maximiser le contrôle des émissions et la qualité du produit - utilisation de récupérateurs de chaleur - mélange d'agents nutritifs du sol afin de répondre aux besoins actuels et futurs de l'agriculture - enrichissement du calcaire connassé de manière à en réduire les impuretés

Tableau 10 (suite)

Minéral	
Schistes/agrégats légers	- matière de charge pellettisée pour les fours - réduction de la densité des agrégats - économies d'énergie
Chlorure de sodium	- étude de la croissance des cristaux par rapport à leur taille dans les usines d'évaporation des eaux salées - cristaux à plus gros grain désirables
Sulfate de sodium	- récupération et réutilisation de la chaleur
Talc	- traitement par voie humide (broyage et flottation) pour améliorer la qualité du produit - enlèvement des impuretés de couleur sombre par enrichissement par voie sèche afin de perfectionner le produit - obtention d'un matériau broyé plus finement pour des applications spécialisées, particulièrement comme agent de charge et allongeur de peintures, de matières plastiques, etc.

Toutes les sociétés qui ont répondu au questionnaire signalent des problèmes courants ayant trait à la concurrence, au coût accru du transport et de l'énergie, au besoin de mettre au point du matériel électronique de surveillance des circuits afin d'améliorer la qualité du produit et le rendement, et le fardeau de plus en plus lourd des impôts.

MATIÈRES DE CHARGE/EXTENDEURS/ADDITIFS MINÉRAUX

L'intérêt nouveau que porte l'industrie à l'utilisation d'additifs pour améliorer le rendement et diminuer la consommation d'ingrédients plus coûteux de divers produits (par exemple, l'emploi de fibres de mica et de graphite comme matières de charge dans les produits plastiques et de caoutchouc, et de certains résidus minéraux dans les mélanges d'asphalte afin de réduire les quantités de résine, de latex et de bitume qui entrent dans la fabrication de ces produits, et de bentonite et d'autres additifs qui facilitent la pelletisation du minerai de fer et des pépites d'engrais) a souligné le besoin de mieux caractériser ces matériaux, d'en comprendre la fonction précise et de l'améliorer lorsque c'est possible. Les propriétés superficielles, les dimensions et la forme des particules ainsi que la répartition de taille jouent toutes un rôle fondamental. CANMET devra donc effectuer de la recherche à ce sujet afin d'améliorer les connaissances que nous avons de l'interaction de ces matériaux dans certains produits et d'aider l'industrie à perfectionner et à mieux utiliser les minéraux comme matières de charge.

LES RÉSIDUS, UNE RESSOURCE

Le bilan canadien décroissant de réserves favorablement situées de nombreux minéraux, en raison d'épuisement, d'expansion urbaine, etc., souligne l'importance éventuelle d'une utilisation ou d'une récupération économique de minéraux et de matières minérales en provenance de dépôts de moindre qualité et, également, de nos réserves importantes de résidus minéraux, par exemple les roches détritiques et les résidus d'exploitation, les laitiers, les poussières d'évent et les bouillies de produits chimiques. Des résidus minéraux sont produits au rythme de plus de 700 millions de tonnes par année, moins de 1/2 à 1 % de ceux-ci étant utilisé. Ces matières minérales extraites et semi-traitées sont documentées dans la série de rapports publiés par CANMET sur les déchets minéraux du Canada, Mineral Waste Resources of Canada (4-12). CANMET devrait maintenant s'embarquer dans un projet de R et D à long terme qui aurait pour objet d'examiner en détail certains résidus choisis et de développer la technologie nécessaire pour les réutiliser et par conséquent pour ménager nos ressources d'énergie et nos ressources minérales non renouvelables. La recherche dans ce domaine est considérée d'un intérêt prioritaire absolu par bon nombre des pays les plus développés.

AMIANTE

APERÇU

L'amiante est un terme commercialement utilisé pour désigner les variétés asbestoïde ou fibreuse de plusieurs minéraux précis de silicate (13). La principale variété est la chrysotile du groupe serpentine, silicate de magnésium hydreux. Parmi les autres variétés commerciales (toutes amphiboles), notons l'amosite, appellation commerciale d'un silicate complexe de magnésium ferreux (la plupart du temps, de la cummingtonite-grunerite), et la crocidolite, variété de silicate hydreux de sodium-fer de la riebeckite. D'importance négligeable, mentionnons tout de même l'amiante de tremolite et l'amiante d'anthophyllite.

La chrysotile, principale variété, est évaluée et classifiée selon la longueur de sa fibre. La plupart des groupes sont divisés en sous-groupes selon les spécifications commerciales. Les propriétés particulières qui donnent à l'amiante sa valeur commerciale sont la structure fibreuse, la forte résistance à la rupture qui confère des caractéristiques de renforcement à de nombreux produits, et la résistance à de fortes températures et à certains types d'attaque chimique (14).

Les longues fibres (de 10 à 20 mm) des groupes d'amiante brute nos. 1,2 et 3 sont utilisées dans l'industrie du textile, comme isolant de fils électriques, comme matière filtrante et comme charge renforçante des produits d'amiante-ciment qui exigent une grande résistance.

Les fibres de longueur moyenne, soit entre 3 et 10 mm, qui relèvent des groupes 4, 5 et 6, sont utilisées comme matière de charge renforçante dans les produits d'amiante-ciment, dans les matériaux de friction comme les garnitures de freins et d'embrayage et dans les revêtements de papier et de canalisation.

Les fibres courtes de moins de 3 mm, soit les groupes 7, 8 et 9, sont utilisées comme matière de charge renforçante dans les matières plastiques, les carreaux, l'asphalte et dans les peintures et les boues de forage de puits de pétrole.

On compte plus de 2000 applications de l'amiante, le secteur de l'industrie de la construction et du bâtiment étant le principal débouché. Environ 80 % de la production d'amiante lui sont réservés pour les produits d'amiante-ciment, les papiers et feutres d'amiante, les carreaux et d'autres produits. Plus ou moins 12 % servent à la fabrication de matériaux de friction et environ 3 % respectivement pour les produits textiles et plastiques, le reste étant destiné à des utilisations d'importance négligeable.

La production mondiale totale en 1980 a été évaluée à 5 millions de tonnes, dont environ 90 % sont représentés par la chrysotile. Il s'agit de la seule variété qui est exploitée au Canada. Le reste de la production est composé d'environ 6 % de crocidolite (amiante bleue) et de 3 % de l'amosite, les autres types comptant pour moins de 1 %. Le Canada a fait pour environ 30 % de la production mondiale en 1980, l'U.R.S.S., premier producteur mondial, représentant environ 50 %. Ainsi, le Canada a produit environ 1,3 million de tonnes en 1980, dont 95 % approximativement ont été exportés. Cette production a été évaluée à environ 641 millions de dollars et s'est classée au huitième rang des plus importants minéraux non combustibles produits au Canada. En 1980 toujours, le secteur d'extraction et de broyage de l'amiante a employé environ 8000 personnes. Au Québec, province où l'on produit environ 90 % de l'amiante du Canada, en règle générale, de mines à ciel ouvert, environ 30 % de la roche abattue est broyé, exclusion faite des morts-terrains, ce qui donne un rendement annuel de fibres de plus ou moins 6 % (15,16).

TECHNOLOGIE COURANTE

La chrysotile, qui est une variété asbestoïde de la serpentine, est habituellement

associée à des dépôts massifs de serpentine. Elle se présente sous forme de fibres soit transversales soit parallèles au filon. Dans le premier cas, qui représente la plupart des gîtes d'importance économique, l'amiante est répartie dans toute la gangue de filon dont l'épaisseur varie de 0,2 à plus de 25 mm. Le procédé de récupération est par conséquent unique, en ce sens qu'il engage habituellement la séparation de minéral fibreux d'une formation massive du même minéral. Étant donné que la fibre a la même densité et la même composition chimique que la roche d'accueil, on tire profit de la différence physique de la roche et de la fibre après que cette dernière a été dégagée par vibration et rendue duveteuse à l'état sec. Dans cet état, l'amiante a une densité moindre en vrac et se prête à la séparation de la roche serpentine par criblage et succion d'air. Les étapes essentielles du procédé actuel de broyage à sec consistent à concasser, à cribler, à séparer, à fibrer, à trier et à conditionner (17,18).

Le traitement par voie humide du minerai d'amiante a également été utilisé à l'occasion pour récupérer des fibres. Bien qu'il ne soit pas d'une utilisation répandue encore dans les grandes installations commerciales du Canada, des travaux de recherche ont été effectués vers le milieu des années 20 (19). La Johnson Company Ltd. a fait appel au traitement par voie humide pendant une courte période au début des années 50, et la Société Asbestos Limitée l'a imité durant les années 60 pour traiter les résidus d'usine à petite échelle afin d'en récupérer les fibres courtes de valeur commerciale. Une usine de traitement par voie humide est exploitée aux États-Unis depuis la fin des années 60; elle fait appel à une technique d'enrichissement mise au point par l'Union Carbide Corporation afin de traiter la chrysotile à fibres courtes du district de Coalinga, en Californie (20). Les fibres courtes sont expédiées sous forme de pastilles de forte densité qui sont utilisées comme agent de renforcement dans l'industrie des matières thermoplastiques. Un producteur d'amiante australien cherche actuellement à mettre au point un procédé de traitement par voie humide afin d'obtenir une pleine gamme de qualités de fibres du minéral traité.

Une grande partie de l'équipement perfectionné et amélioré, des connaissances et des compétences techniques ont été développées au Canada. Le progrès de la technologie canadienne durant les 10 à 15 dernières années et son introduction dans les usines d'amiante a compris la mise au point de matériel utilisant des techniques de lits fluidisés pour assécher le minerai et séparer les fibres de la gangue (21); la mise au point de techniques de préconcentration afin de diminuer la qualité d'abattage dans les mines pour améliorer la récupération globale (22); le perfectionnement de l'équipement de classification et de dépoussiérage; l'introduction de meilleurs circuits de contrôle et d'un meilleur contrôle de la qualité (23); l'amélioration des techniques d'emballage et d'expédition; et l'amélioration des dispositifs généraux de collecte des poussières afin de réduire les quantités de fibres en présence dans l'air, dans l'usine et ailleurs, aux niveaux précisés dans les règlements pertinents. Les quantités de fibres ont successivement été réduites, de 10 fibres par centimètre cube à 5 et, plus récemment, à 2 et il est possible qu'on puisse les faire baisser davantage, soit à 1 ou même à 0,5 fibre par centimètre cube.

On peut dire qu'il n'existe aucune méthode normalisée de broyage de l'amiante. Chaque opération est conçue de façon à convenir à la roche d'un dépôt et elle doit donc être suffisamment flexible pour répondre à diverses conditions. Par conséquent, les graphiques détaillés de cheminement, et la sélection et l'utilisation du matériel varient dans toute l'industrie. Il n'empêche que toutes les usines font appel aux mêmes opérations fondamentales de concassage, de séchage, de séparation des fibres, de nettoyage, de mise en structure fibreuse, de classification et d'emballage.

De par sa nature, le procédé de broyage de l'amiante par voie sèche, qui entraîne la manipulation de matières sèches et fines, peut engendrer beaucoup de poussière. Les dispositifs de collecte des poussières doivent être conçus de façon à les capter à la source, à maintenir une

succion adéquate et à effectuer le dépoussiérage, une fois cette poussière captée.

L'air chargé de poussières provenant des divers ateliers de traitement et de contrôle des poussières de l'usine est aspiré au travers de filtres. L'air est habituellement entièrement renouvelé dans l'usine toutes les heures. On peut soit décharger l'air filtré dans l'atmosphère, par temps doux, ou le réacheminer vers l'usine pour les besoins de chauffage, par temps froid, avec les économies d'énergie que cela comporte. Les règles internes des usines limitent actuellement la concentration moyenne de fibres d'amiante dans l'air à 2 fibres par centimètre cube, limite actuellement respectée par la technologie (24).

Les produits de fibre traitée peuvent être classés dans cinq grands groupes, selon la longueur de la fibre. Il s'agit de la fibre à filer (Groupe 3), de la fibre d'amiante-ciment (Groupe 4), de la fibre à papier (Groupe 5), de la fibre à papier et à bardeaux (Groupe 6) et des fibres courtes (Groupe 7). Ces grands groupes

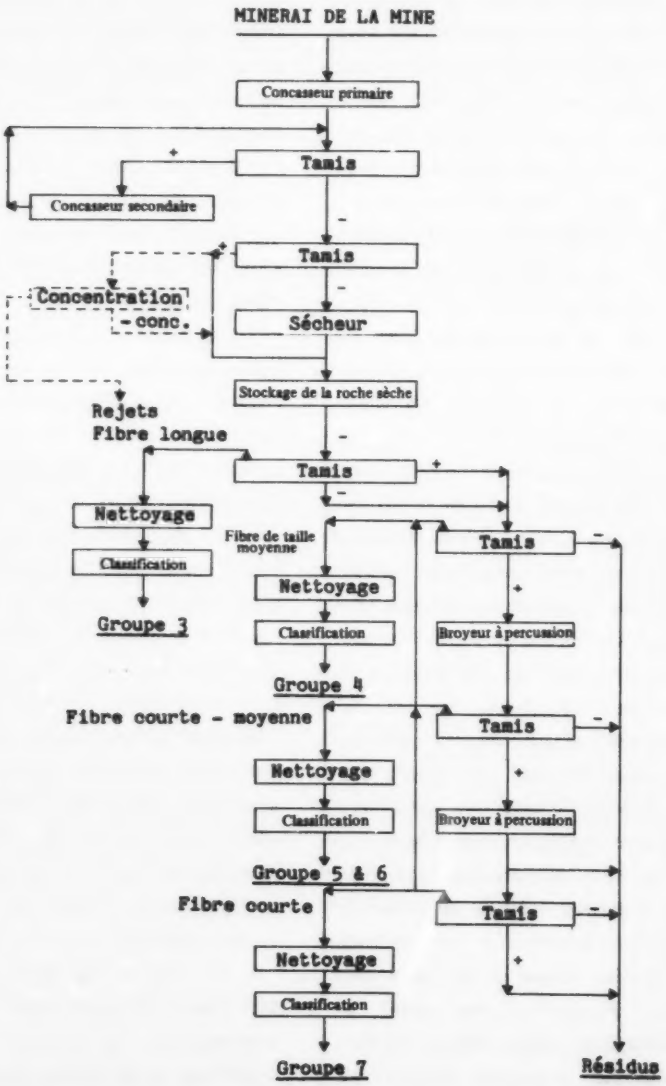


Fig. 4. Organigramme de l'usine de Canadian Asbestos

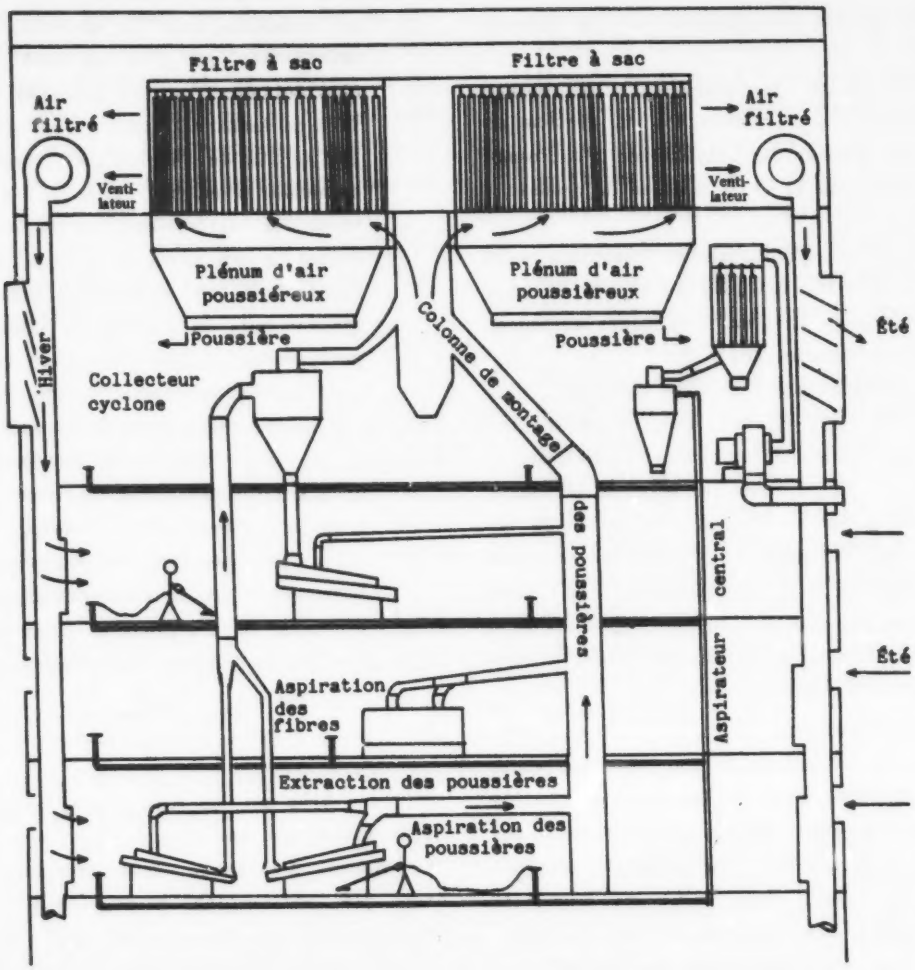


Fig. 5. Schéma du système central d'aspiration et de distribution de l'air

sont subdivisés en environ 30 catégories, selon la longueur de la fibre. Ces catégories se subdivisent selon d'autres importantes caractéristiques de la fibre telles que son degré de structure fibreuse ou d'ouverture, sa propreté et sa résistance, satisfaisant à des exigences spéciales du consommateur. Parmi les critères qui servent à en établir les caractéristiques, citons: la classification lorsqu'elle est mouillée, la teneur en fines, la densité en vrac, la perméabilité à l'air, la filtrabilité, l'absorption, la viscosité, la teneur en grenaille et spicule, la couleur, la cote magnétique et la résistance dans les produits d'amiante-ciment (25).

PROBLÈMES

1. Conditions de travail:
   - meilleure surveillance et contrôle des niveaux de fibres en présence au lieu de travail
   - meilleurs réseaux de collecte des poussières afin de respecter des règlements plus stricts, actuellement à l'étude
2. Milieu:
   - réduire la quantité de fibres libérées par les cheminées dans l'atmosphère
   - réduire la quantité de poussières issues des piles de résidus qui sont charriées par le vent

3. Maintien de la concurrence:
   - automatisation afin d'améliorer la productivité
   - mise au point de dispositifs de mesure pertinents qui permettraient au système de contrôle automatique d'améliorer l'uniformité, l'homogénéité et la qualité du produit
4. Autarcie:
   - le Canada dispose d'amples réserves, soit d'environ 1 500 millions de tonnes de minerai contenant environ 50 millions de tonnes de fibres récupérables
5. Produits inhabituels à base de minéraux
   - l'amiante a été utilisée dans la fabrication d'un certain nombre de produits inhabituels. Cependant, étant donné la campagne de publicité menée contre l'amiante en raison de ses effets sur la santé, il n'a pas été possible de mettre au point de nouveaux produits et de nouvelles applications de l'amiante dans toute la mesure possible, en tenant compte de ses propriétés uniques.
6. Économies d'énergie:
   - le taux de récupération pourrait facilement être augmenté mais il faudrait trouver de nouveaux marchés, particulièrement pour les fibres plus courtes. Les minerais contiennent du nickel sous forme de magnétite nickélifère, de sulfure ou de silicate. Jusqu'ici, les tentatives faites afin de récupérer la magnétite nickélifère et le sulfure se sont avérées non rentables (27). Les résidus sont utilisés, entre autres, dans la fabrication de laine minérale (28) et dans la production de MgO et de Mg métal (29).
7. Économies d'énergie:
   - amélioration du séchage et de la pulvérisation afin d'abaisser la consommation d'énergie.
8. Vente de machinerie et de technologie:
   - les connaissances techniques et le savoir faire du Canada ont abouti au cours des ans à l'engagement d'ingénieurs-conseils canadiens pour concevoir et construire des usines de traitement de l'amiante. Ces contrats ont à leur tour entraîné la passation de commandes pour du matériel de broyage spécialisé, que l'on ne peut se procurer habituellement que de sociétés de fabrication de machinerie canadiennes qui possèdent les droits de fabrication. Cependant, ces commandes n'ont pas toujours été suivies de commandes ultérieures parce que le pays client s'est créé sa propre capacité de fabrication pour produire l'équipement spécialisé qui, la plupart du temps, est comparativement facile à produire une fois que l'on possède le dessin.
9. Travail dans les régions éloignées:
   - à la mine Asbestos Hill, dans la baie d'Ungava, l'abattage et une étape de concentration s'effectuent sur une période de neuf mois. Le concentré est ensuite expédié en Allemagne où on le traite davantage de façon à obtenir divers produits finis destinés aux marchés de l'Europe et du Moyen-Orient (40).

TRAVAUX COURANTS DE R ET D

Très peu de R et D s'effectue actuellement concernant les divers aspects du traitement du minerai d'amiante. Certaines sociétés apportent des améliorations marginales à leur équipement et aux circuits d'usine afin d'améliorer la fibre produite, plus particulièrement afin de réduire la quantité de poussières dégagées par la fibre.

La Trans Pacific Asbestos Inc. d'Australie a terminé ses travaux de recherche sur un procédé de traitement par voie humide. Elle le met actuellement à l'épreuve à l'échelle pilote afin d'en démontrer la faisabilité pour produire une fibre qui conviendrait au marché de l'amiante-ciment. Les fabricants d'amiante-ciment mettent à l'essai et évaluent des lots de faible tonnage (31).

La plupart des travaux actuels de R et D sur l'amiante ont trait surtout aux problèmes de santé, y compris les aspects médicaux et les effets biologiques de l'amiante ainsi que des méthodes perfectionnées de mesure des niveaux de

concentration de fibres dans l'air et dans l'eau. Des projets sont également en cours afin de découvrir de nouveaux produits et de nouvelles applications pour l'amiante et ses résidus d'exploitation. Environ 6,5 millions de dollars sont actuellement consacrés à la recherche ayant trait à l'amiante, dont 90 % approximativement, dans la province de Québec (32).

Voici une ventilation des travaux de R et D sur l'amiante menés au Canada en 1981, évalués comme suit:

	000 $
Gouvernement fédéral (recherche intramurale, subventions et contrats)	400 $
Province de Québec (SNA, IRDA, QAMA)	4 800 $
Province d'Ontario (Commission royale d'enquête sur l'amiante)	300 $
Industrie (R et D en usine)	500 $
Universités et instituts de recherche provinciaux	400 $
TOTAL	6 500 $

LACUNES ET DÉFIS

L'industrie d'extraction de l'amiante doit relever trois grands défis:

1. Produire des fibres d'une qualité supérieure, particulièrement en ce qui a trait à leur teneur en poussières et à la filtrabilité des groupes convenant à l'amiante-ciment à un coût concurrentiel, tout en respectant les règlements pertinents au sujet des concentrations de fibres en suspension dans l'air du lieu de travail et ailleurs qui, selon toute probabilité, seront réduites, d'une tolérance actuelle de 2 fibres par centimètre cube à une fibre par centimètre cube ou même à 0,1 fibre par centimètre cube.
2. Mettre au point des applications et des produits nouveaux et améliorés pour la fibre d'amiante et l'utilisation des résidus d'amiante afin de contrebalancer l'élimination graduelle éventuelle des produits existants qui contiennent de l'amiante en raison des risques éventuels pour la santé qui y sont associés.
3. Régler les nombreuses controverses que suscite l'amiante par rapport à la santé, à la sécurité et à l'environnement.

AGRÉGATS, CIMENTS ET BÉTON

APERÇU DE L'INDUSTRIE

L'industrie du béton du Canada date déjà d'un siècle, la première usine de production de ciment Portland ayant été établie à Hull, au Québec, en 1889.

Il existe à l'heure actuelle 24 usines de ciment comptant en tout 51 fours, réparties dans toutes les provinces, à l'exception de l'Île-du-Prince-Édouard. En 1981, la production de ciment s'est chiffrée à 10,37 millions de tonnes évaluées à 680,6 millions de dollars. Durant les années 70, l'industrie canadienne du ciment a réalisé d'importants progrès technologiques et elle a installé du nouveau matériel. Les exportations soutenues de ciment aux États-Unis ont été avantageuses.

Il serait peut-être bon de noter le degré de propriété étrangère de l'industrie canadienne du ciment et du béton: plus de la moitié des intérêts des Ciments Canada Lafarge Ltée et de la Genstar, et presque la moitié de la Ciment St-Laurent, sont la propriété d'étrangers.

Les agrégats sont produits dans environ 300 entreprises et varient en quantité de 20 000 à 4 millions de tonnes par année. Tous les districts sont desservis par des exploitations à ciel ouvert et des carrières régionales, la distance de livraison excédant rarement 50 kilomètres (33).

Le Canada affiche une très faible production d'agrégats légers; durant les dernières années, certaines usines ont fermé. En 1981, on comptait sept usines en exploitation, la production d'argile expandée, de schiste et de laitier totalisant 521 000 mètres cubes d'une valeur de 8,5 millions de dollars.

À noter aussi que les fournisseurs de béton prémélangé sont en règle générale de petites entreprises: de 40 à 60 camions dans les régions métropolitaines et six seulement, peut-être, dans les districts ruraux (33).

De nombreuses usines de production de blocs sont également petites et vendent sur un marché local. Les usines d'agglomérés de béton qui produisent les éléments structuraux sont plus grandes et emploient typiquement de 50 à 100 personnes mais certaines sont encore plus importantes et expédient leurs produits sur une distance de plusieurs centaines de kilomètres (33).

Il existe une particularité unique à l'industrie canadienne du ciment, des agrégats et du béton: sa prétendue intégration, c'est-à-dire que les cinq plus grandes sociétés de ciment détiennent ou contrôlent un nombre non déclaré d'établissements de béton prémélangé et d'agrégats qui représentent peut-être 60 % de la valeur de la production (33).

Comme cette industrie est un fournisseur de matériaux de construction, son activité est très largement fonction de l'activité de ce secteur. Bien que cela soit également vrai pour l'industrie de l'acier structural, l'industrie de l'acier contrairement à celle du ciment, ne compte pas de nombreux débouchés ailleurs que dans le secteur de la construction.

Les expéditions canadiennes de matériaux de construction sont données au tableau 11. Les exportations de ciment et de clinker aux États-Unis ont tenu un grand rôle dans la création et l'expansion réussies de l'industrie canadienne du ciment Portland. Des quantités records ont été exportées en 1979, principalement vers les États de New York, Michigan, Vermont, Washington, et l'industrie canadienne déplore le fait que ces quantités n'aient pas été égalées depuis en raison de l'économie récessionnelle des États-Unis (tableau 12). Les explorations de ciment devaient diminuer d'environ 7 % en 1981, tandis que celles de clinker, principalement à des filiales américaines d'usines de broyage détenues par des Canadiens, tomberont vraisemblablement de plus de 25 %. Le cas échéant, ces chiffres seront alors de 40 % et de 66 % inférieurs, respectivement, à ceux de 1979*.

---

* Source: Secteur de la politique minérale, Énergie, Mines et Ressources Canada.

Tableau 11 - Canada, livraisons de matériaux de construction, 1980-1981

	1980		1981*	
	tonnes	$	tonnes	$
Ciment	10 274 000	581 372 000	10 368 000	680 587 000
Sable et gravier	276 452 000	508 364 000	287 468 000	547 096 000
Pierre	103 366 000	341 156 000	94 579 000	345 518 000
TOTAL		1 430 892 000		1 537 201 000

* Données préliminaires.

Source: Secteur de la politique minérale, Énergie, Mines et Ressources Canada.

Tableau 12 - Canada, livraisons de ciment, 1980-1981

	1980		1981*	
	tonnes	$	tonnes	$
Ontario	3 397 000	163 056 000	3 620 000	200 115 000
Alberta	1 155 000	97 000 000	1 400 000	135 409 000
Québec	2 765 000	128 999 000	2 527 000	128 973 000
Colombie-Britannique	1 351 00	90 881 000	970 000	81 546 000
Manitoba	510 000	4 680 000	650 000	50 904 000
Saskatchewan	370 000	30 200 000	398 000	37 413 000
Nouvelle-Écosse	370 000	18 379 000	398 000	26 323 000
Nouveau-Brunswick	370 000	11 762 000	398 000	12 516 000
Terre-Neuve	370 000	6 415 000	398 000	7 388 000
TOTAL	10 274 000	581 372 000	10 368 000	680 587 000

* Données préliminaires.

Source: Secteur de la politique minérale, Énergie, Mines et Ressources Canada.

TECHNOLOGIE COURANTE

Le ciment Portland s'obtient par la cuisson, dans un four rotatif, d'un mélange soigneusement dosé et préalablement broyé de pierre calcaire, de silice, d'alumine et d'oxyde de fer. La décharge du four - alliage par fusion, chimiquement complexe, de silicates et d'aluminates de calcium appelé clinker - est mélangée au gypse puis broyée pour former une poudre très fine, le ciment. Il suffit alors de le mélanger à du sable, des agrégats et de l'eau pour obtenir du béton. On trouvera, à la figure 6, un graphique de la production du ciment et, à la figure 7, les conditions et réactions dans un four rotatif classique (procédé par voie sèche).

PROBLÈMES TECHNOLOGIQUES

Le coût très élevé de l'énergie consommée durant le traitement du ciment et des agrégats légers représente la principale source de difficultés (34). En effet, la production d'une tonne de ciment absorbe 4×10^9 joules (ou 4GH) d'énergie. De plus, les normes de protection de l'environnement qui restreignent à un minimum la quantité d'alcalis en présence dans la poussière de combustion font monter la teneur en alcalis

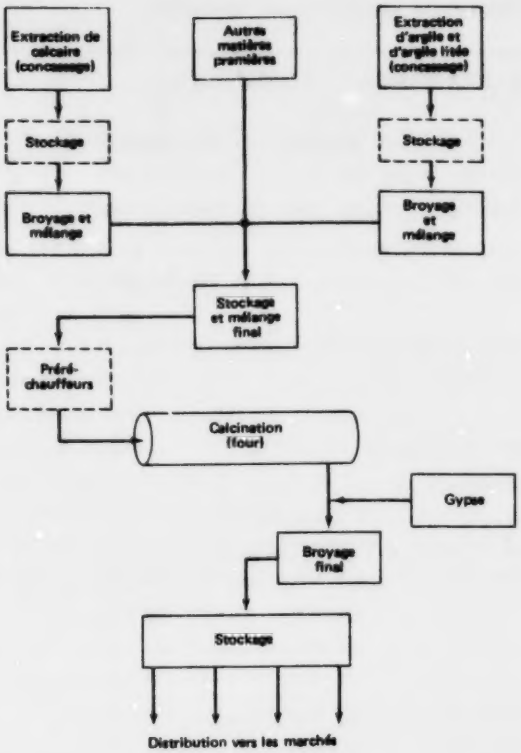


Fig. 6. Schéma d'une cimenterie (tiré de Concrete, Mindess & Young 1981)

des ciments et par conséquent augmentent les risques de réaction entre ces alcalis au cours des 10 dernières années, toutes les usines de traitement des agrégats légers ont dû fermer, en Ontario et au Québec, à cause de la facture énergétique et des règlements anti-pollution adoptés dans ces régions. Dans la fabrication des agrégats légers habituels, il reste à déterminer ce que l'on fera de la poussière de calcaire résiduelle. Plusieurs millions de tonnes de cette poussière sont stockés dans des carrières. Il faudra en outre mettre au point, par exemple, un béton très résistant et durable pour les constructions dans le Nord et pour les plateformes de forage en haute mer et étudier comment il serait possible de trouver des sources convenables d'agrégats pour la fabrication de béton dans le Nord canadien.

TRAVAUX COURANTS DE R ET D

Environ 3,5 millions de dollars sont consacrés chaque année à des travaux de R et D sur le ciment, les agrégats et le béton au Canada. Il faut évaluer ce chiffre par rapport à la valeur (estimative) de la production de ciment, soit 650 millions de dollars, et à celle de la construc-

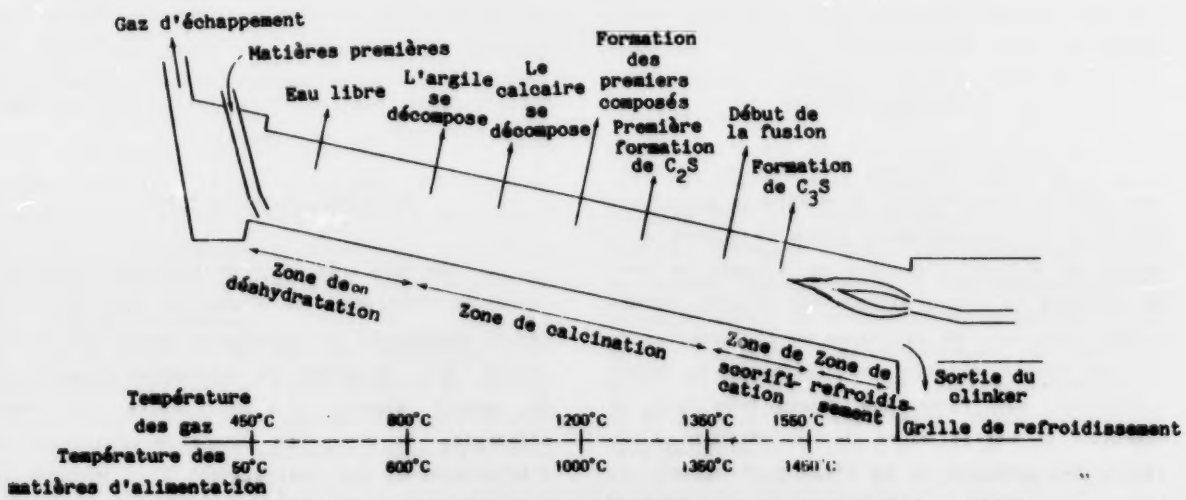


Fig. 7. Schéma des conditions et des réactions dans un four rotatif à ciment (voie sèche typique) (tiré de Concrete, Mindess & Young, 1981)

tion, 5000 millions de dollars (en 1980). On peut ventiler ces dépenses comme suit (33):

Industrie	-	1 296 000 $*
Organismes fédéraux	-	651 000 $
Organismes provinciaux	-	947 000 $
Universités	-	577 000 $
		3 471 000 $

(*Cette somme comprend la recherche effectuée par bon nombre de petites et de grandes sociétés réparties dans le Canada tout entier sur tous les éléments de l'industrie du ciment).

La plus grande partie de la recherche menée par les organismes provinciaux et l'industrie cherche surtout à régler des problèmes précis et, en tant que telle, ne peut profiter à tous.

LACUNES ET DÉFIS

Afin de réduire la consommation d'énergie lors de la fabrication de ciment, d'agrégats et de béton; de conserver les ressources minérales; de réussir à produire un béton durable qui conviendrait au milieu marin et aux températures très basses des régions septentrionales du Canada, il faudra entreprendre de la recherche à long terme dans les domaines suivants:

1. Optimiser la classification du ciment.
2. Trouver une méthodologie de traitement qui permette de produire le ciment à des températures de 1000°C, au lieu de 1500°C.
3. Établir des données techniques sur d'autres matières de cémentation, par exemple les cendres volantes, les vapeurs de silice et les laitiers des hauts fourneaux, afin de réduire la quantité d'énergie absorbée durant la fabrication de ciment.
4. Élaborer des procédés permettant d'obtenir des sous-produits qui ressemblent de près au ciment grâce aux procédés de combustion du charbon sur lits fluidisés.
5. Mettre sur pied une banque de données techniques sur les laitiers non ferreux qui peuvent servir de remblai dans les mines et être utilisés pour obtenir des bétons de faible résistance dans les zones d'exploitation minière.
6. Effectuer de la recherche pour trouver des applications aux agrégats des laitiers que produisent les usines de gazéification du charbon.
7. Mettre au point des bétons durables pour la construction d'ouvrages marins.
8. Élaborer des techniques d'essais non destructifs pour mettre à l'épreuve, sur place, des bétons utilisés à la surface de l'eau et dans l'eau.
9. Élaborer une technique de fabrication des agrégats légers moins énergivore.

CÉRAMIQUE

Par définition, la céramique regroupe une famille de produits ouvrés, fabriqués à partir de matières inorganiques non métalliques qui, à une quelconque étape, sont traitées à des températures excédant la chaleur rouge. Elle consiste, en grande partie, de mélanges complexes de minéraux qui subissent une série d'altérations physico-chimiques en cours de traitement qui confèrent au produit les propriétés physiques, chimiques et mécaniques désirées. En raison des variantes de la matière première qui se forment naturellement et de la complexité de leurs compositions, il est rare que l'on puisse prédire avec exactitude, selon leur chimie et leur minéralogie, qu'un des éléments constituant conviendra ou qu'il réagira de telle ou telle façon au traitement. L'évaluation des minéraux canadiens qui peuvent servir à produire de la céramique engage donc, forcément, non seulement une caractérisation individuelle mais aussi une évaluation de leur incidence sur les propriétés du produit et sur les paramètres de traitement.

Aux fins du présent rapport, le spectre de la céramique est divisé en cinq catégories: les produits d'argile, la poterie et les faïences fines, les produits réfractaires, le verre et les vitro-cérames, et les matériaux céramiques utilisés en technologie de pointe. Chaque catégorie joue un rôle important dans le contexte canadien, ou du moins on peut s'y attendre. Les catégories moins importantes, comme les abrasifs et la porcelaine émaillée, ne sont mentionnées que par induction.

PRODUITS D'ARGILE

APERÇU DE L'INDUSTRIE

L'industrie canadienne des produits structuraux d'argile a produit des biens évalués à 127,8 millions de dollars en 1980, et elle compte une main-d'oeuvre totale de 2 993 personnes, dont 2 350 sont directement affectées à la production (35). Parmi les produits, on compte les briques et les carreaux d'argile pour la construction, les tuyaux d'égoût, les revêtements de cheminée et les tuiles de drainage. La production est stable depuis plusieurs années, sa valeur en hausse témoignant en partie de l'inflation. L'industrie se compose de quatre grandes sociétés propriétaires de multiples usines et d'un nombre sans cesse décroissant d'indépendants (habituellement, de très petites entreprises).

TECHNOLOGIE COURANTE

Comme matière première, on utilise les argiles et les schistes ordinaires, habituellement extraits à l'usine même ou à proximité de celle-ci, elle-même à peu de distance des grands marchés. Le traitement comprend la pulvérisation, le formage, le séchage et la cuisson: les grandes usines font appel aux techniques nord-américaines les plus récentes, y compris l'extrudage d'une boue pâteuse et la cuisson dans un four tunnel.

LACUNES ET DÉFIS

Le procédé dévore l'énergie. Au cours des dernières années, l'industrie a réussi à faire baisser de beaucoup la consommation (de 15 à 20 %, paraît-il) en contrôlant mieux le procédé de cuisson et en utilisant plus judicieusement la chaleur résiduelle; des fours tunnels plus efficaces, de conception européenne, ne sont pas encore utilisés en raison de leur coût en immobilisations. On peut s'attendre, durant les deux prochaines décennies, à ce que des considérations environnementales aient une grande influence sur la technologie. Les contraintes imposées sur l'exploitation de carrières (surtout dans le centre du Canada) et les émissions (notamment de fluorures) inciteront à l'exploration en quête de nouveaux gisements et au déménagement éventuel des usines. Il faudra effectuer des travaux de R et D afin de faire la preuve de nouveaux matériaux et de mettre

au point de nouveaux produits, plus précisément des produits plus légers, de plus grandes dimensions et d'une meilleure durabilité en contexte canadien.

TRAVAUX COURANTS DE R ET D

Les travaux actuellement en cours de R et D sont en grande partie exécutés au gré de chaque société, habituellement afin d'améliorer le contrôle de la qualité; nous ne disposons pas de données, mais nous estimons les dépenses à environ 400 000 à 500 000 $ par année. De plus, un programme de recherche mis en place au Conseil national de recherches au sujet de la durabilité des briques reçoit l'appui, depuis trois ans, des établissements de l'industrie (225 000 $). Certains fonds fédéraux ont été affectés dans le cadre du Programme d'aide à la recherche industrielle, dont la gestion relève du CNR. Actuellement, EMP propose de financer des travaux sur le contrôle des émissions de fluorure et sur l'inefficacité énergétique qui en résulte, au coût de 425 000 $, dans le cadre du Programme des minéraux du PEN.

FAÏENCES FINES ET POTERIE

APERÇU DE L'INDUSTRIE

Cette industrie a produit au Canada des biens d'une valeur de 83,4 millions de dollars en 1980 à partir d'argiles importées: sa main-d'oeuvre serait de 1882 personnes, dont 1523 sont affectées directement à la production (36). Si l'on inclut les biens produits au moyen d'argiles indigènes, pour lesquels nous n'avons pas de données statistiques en raison du grand nombre d'artisans, la valeur globale de la production canadienne excède sans doute 100 000 $. Les importations (la plus grande partie étant de la vaisselle) des dernières années sont stables, à environ 60 millions de dollars. Les produits, tout comme l'importance des usines, varient énormément. Parmi les produits, on compte la porcelaine fine, la vaisselle, les appareils sanitaires, la porcelaine isolante, les carreaux muraux de céramique (qui sont tradionnellement fabriqués au moyen de matières premières qui prennent une couleur blanche à la cuisson) et les objets d'art et les tuiles (dont le support - exclusion faite de l'émail - peut être de couleur). La taille des usines varie, de très petite à moyenne pour la fabrication de la vaisselle et des objets artisanaux jusqu'à moyenne ou grande pour les secteurs de l'électricité et des appareils sanitaires; regroupés, les producteurs d'appareils sanitaires sont en tête, suivis des fabricants de carreaux.

TECHNOLOGIE COURANTE

Les argiles indigènes sont d'utilisation courante en artisanat, où leur préparation se limite habituellement à un lavage et à un tamisage afin d'en retirer les impuretés les plus grossières. L'envergure limitée de ces opérations prévient habituellement la mécanisation et l'emploi de fours récents, à bon rendement énergétique. Dans le groupe des faïences fines, les matières premières comprennent les argiles, le feldspath, la syénite néphélinique, le silice, l'alumine, le talc et d'autres matières moins importantes comme des agents de blanchiment et la wollastonite, etc. Toutes ces matières sont achetées de fournisseurs de minéraux industriels en fonction de spécifications de classement de la céramique. Leur préparation inclut les procédés usuels de broyage, de criblage, de lessivage/lixiviation, de flottation, de séparation magnétique, ce qui entraîne les problèmes courants liés à la consommation d'énergie et à la protection de l'environnement: ceux-ci s'intensifieront et exigeront plus de R et D, à mesure que continueront de s'épuiser les minerais riches actuellement exploités. En règle générale, les procédés de fabrication de la céramique que l'on utilise sont contemporains en Amérique du Nord. La préparation du matériau, dans l'industrie des carreaux, est en partie automatisée et fait appel au séchage par atomisation; de par sa nature, le produit peut être manipulé et émaillé mécaniquement, bien qu'il soit rare qu'on puisse le charger et le décharger de la même façon. En raison de la variété et des

dimensions des divers genres d'appareils sanitaires, les pièces sont coulées. Ce procédé n'est pas encore automatisé au Canada -- des difficultés de contrôle et de lourdes pertes lorsque les machines sont en panne en ont découragé l'adoption en Amérique du Nord, bien que cette automatisation semble être la norme en U.R.S.S. De la même façon, les wagons qui se dirigent vers les fours sont chargés manuellement.

PROBLÈMES

La production de céramique, quel qu'en soit le genre, est énergivore; l'industrie des faïences fines a réussi à faire baisser considérablement sa consommation d'énergie en perfectionnant les commandes des fours, en remplaçant les fours à moufle par d'autres à combustion directe, en réduisant à un feu la cuisson de la porcelaine émaillée et en recyclant mieux la chaleur résiduelle. L'Eastern Potteries Ltd. a commandé la construction, récemment, du premier four à dole à cylindres pour la cuisson des appareils sanitaires en Amérique du Nord; cette installation de très grande efficacité est en partie subventionnée par le Bureau des économies d'énergie d'EMR.

TRAVAUX COURANTS DE R ET D

Nous ne possédons pas de chiffres officiels sur les travaux de R et D effectués dans l'industrie canadienne des faïences fines et de la poterie. Cette activité est sans doute faible, cependant, étant donné que bon nombre des usines sont petites et que les grands producteurs sont des filiales de sociétés étrangères dont les centres de recherche se concentrent surtout aux États-Unis. On procède couramment à la mise au point de nouvelles glaçures et de meilleures consistances dans certaines usines. Certains fonds fédéraux ont été fournis dans le cadre du Programme d'aide à la recherche industrielle, les contrats étant habituellement de type mini-PARI.

LACUNES ET DÉFIS

Il serait possible d'augmenter l'efficacité de cette industrie, en grande partie, au moyen d'une meilleure automatisation et en relevant le rendement énergétique du combustible consommé par l'introduction d'une technologie plus poussée des fours, dont les cycles de cuisson dureraient des minutes plutôt que des heures. Il faudra effectuer beaucoup de R et D pour découvrir des consistances et des glaçures pouvant cuire en de tels régimes accélérés.

PRODUITS RÉFRACTAIRES

APERÇU DE L'INDUSTRIE

Le Canada produit toute une gamme de produits réfractaires acides et basiques, cuits ou non, qui servent de revêtements, dans les chambres de combustion (chaudières, équipement de traitement thermique), parce qu'ils résistent bien aux températures élevés et les ateliers de traitement (fonderies et affineries pyrométallurgiques, fours à céramique et à ciment). La valeur des produits manufacturés livrés en 1980 était de 135,7 millions de dollars; avant les ravages de la récession, cette valeur croissait à un taux de 6 à 8 % par année (37). L'établissement d'une nouvelle grande usine (Didier Refractories), en 1979, a beaucoup influé sur la valeur des biens produits. L'industrie est dominée par 4 ou 5 grands producteurs (filiales de sociétés étrangères) et par quelques établissements de moindre envergure (certains de propriété canadienne). Les grands producteurs offrent en général une gamme plus complète de produits, tandis que bon nombre des petites entreprises se spécialisent, par exemple, dans les produits coulables et les mortiers et ne disposent d'aucun atelier de cuisson. Le marché comparativement faible, au Canada, de nombreux produits réfractaires de type spécial limite la gamme des produits actuels à ceux qui connaissent une grande utilisation dans l'industrie canadienne ou, rarement, sur les marchés d'exportation (par ex., Canadian Refractories Ltd).

TECHNOLOGIE COURANTE

Les briques d'argile réfractaire à résistance thermique moyenne ou élevée, utilisées surtout dans les assises de chaudières, sont faites de matières à la fois indigènes et importées; on produit des briques à forte densité et à fort pouvoir isolant: les types les plus réfractaires sont fabriqués en y ajoutant de la bauxite importée. Une seule entreprise candienne produit des briques isolantes de diatonite. La brique basique qui sert à l'affinage des métaux ferreux et non ferreux est produite au moyen de magnésite et de dolomite canadiennes et importées et de minerai de chrome importé. Des produits réfractaires à forte concentration d'alumine et de mullite sont actuellement fabriqués au Canada à l'aide de matières premières de sources canadiennes et étrangères.

La technologie utilisée est essentiellement des plus contemporaines. La pulvérisation et le criblage sont automatisés, tout comme le malaxage et la compression. Restent le chargement et le déchargement des wagons acheminant les matériaux vers les fours, qui se font à la main. La préparation de l'argile cuite pulvérisée ou de la magnésie grillée à mort s'effectue habituellement en four rotatif doté de circuits de récupération de chaleur; les contrôles des fours et les installations de récupération de la chaleur résiduelle ont été améliorés de façon à en obtenir un meilleur rendement énergétique. Les briques rejetées peuvent habituellement être recylées en argile cuite pulvérisée.

PROBLÈMES

Les températures très élevées qu'exige la cuisson des argiles réfractaires font de cette industrie un secteur très énergivore. Il n'existe aucune installation au Canada pour fabriquer de larges blocs très denses, comprimés isostatiquement ou moulés par fusion (comme ceux qui sont utilisés, entre autres, dans les réservoirs en verre).

Des faits nouveaux en pyrométallurgie et en thermogénie ont entraîné une élévation de la température de cuisson et des conditions ambiantes plus dynamiques qui font appel à des produits réfractaires nouveaux ou améliorés. Parallèlement, il est probable que la fin de la récession et de la surabondance de pétrole actuelles coïncidera avec un renouveau d'intérêt dans certains domaines comme la gazéification et la liquéfaction des charbons, où les produits réfractaires se sont avérés tout juste adéquats. En réalité, les perspectives de nouveaux matériaux réfractaires offerts à des prix commercialement acceptables sont nulles, et les perfectionnements ne seront vraisemblablement possibles que grâce à l'utilisation de matières premières plus pures et à des réalisations graduelles, comme ce fut le cas des briques de chrome-magnésie, dont l'agglutination a dû passer par plusieurs étapes d'amélioration. De nouveaux mélanges des matières premières existantes sont également réalisables, telle la mise au point, actuellement, de briques de périclase imprégné de carbone, qui est étudiée par la Canadian Refractories Ltd., à l'université Laval, avec des fonds provenant en partie du CNR (38). De nouvelles formules de carbure de silicium devraient connaître une utilisation beaucoup plus répandue, en dépit des fortes quantités d'émanations que dégagent les usines actuelles de fabrication.

TRAVAUX DE R ET D

Les travaux de R et D menés sur les produits réfractaires au Canada progressent continuellement, à l'École Polytechnique, à la Canadian Refractories Ltd et, actuellement, à CANMET. Des recherches intermittentes sont effectuées à l'Université Laval, à l'Université de Toronto, à l'Université McMaster, à l'Université de la Colombie-Britannique et chez plusieurs autres fabricants et usagers. On estime que les ressources globales engagées couramment dans ce domaine oscillent entre 500 000 et 600 000 $ par année. Les travaux de la CRL sont en partie financés par le CNR.

LACUNES ET DÉFIS

D'importance égale, si ce n'est supérieure, des méthodes fiables d'essai manquent pour prédire le comportement des produits réfractaires à l'utilisation, dans la plupart des applications. Il faudra donc en élaborer; les méthodes d'essai non destructif semblent prometteuses.

LE VERRE ET LES VITRO-CÉRAMES

APERÇU DE L'INDUSTRIE

En 1980, la fabrication du verre (fondu) au Canada était évaluée à 484,3 millions de dollars et employait 8 604 personnes. Il faut y ajouter 206,8 millions de dollars, représentés par des livraisons supplémentaires de produits du verre comme les miroirs et le verre trempé, qui ont permis d'employer 3 439 autres personnes (39). La production de récipients est demeurée relativement stable; par contre, celle du verre plat a subi les contrecoups de la chute de production dans les secteurs de l'automobile et de l'habitation. Sauf quelques petits exploitants produisant des objets d'art en verre souflé à la main, toutes les usines sont de taille importante, conformément au principe des économies d'échelle. La production de contenants est représentée par deux sociétés possédant douze usines, réparties d'un océan à l'autre; deux grandes sociétés forment le secteur du verre plat, leurs usines étant situées dans le centre du pays , à proximité des grands marchés. Le troisième secteur, la fibre de verre, est dominé par la Fibreglass Canada Ltd. qui possède 4 usines, bien que d'autres entreprises produisent de la fibre de verre et de la laine isolante. Le Canada n'affiche aucune production de vitro-cérames ou de matières coulées par fusion.

TECHNOLOGIE COURANTE

Comme matière pour la fusion du verre, on utilise le silice, la syénite néphélinique, le feldspath, le carbonate de sodium, les salignons, les calcaires, les dolomites, le borax, les barytes et d'autres ingrédients moins importants comme les décolorants. Ces matières premières sont achetées des usines de traitement de minéraux industriels en fonction du verre à produire; ces usines les enrichissent au moyen de méthodes couramment utilisées dans l'industrie. La syénite néphélinique et une grande partie du silice, du sodium et du calcaire sont d'origine canadienne, les autres étant importés des États-Unis.

Pour la fabrication du verre, on fait appel aux techniques les plus récentes en Amérique du Nord. Le mélange des matières premières se fait automatiquement, souvent commandé par un ordinateur; des travaux considérables de R et D ont été exécutés afin de trouver des techniques de charge qui accélèrent la fonte. Exception faite de la fibre de verre, pour laquelle les fours sont entièrement électriques, le procédé de fusion très énergivore repose sur des foyers à récupération intermittente au gaz naturel dont on cherche à accroître l'isolation, lors de leur construction. De meilleures méthodes de réglage de la combustion ont été mises en place afin de ménager le combustible. Les récipients sont formés au moyen de machines contemporaines, à vitesse élevée et à stations multiples. Un producteur de verre plat se sert du procédé de flottation Pilkington, l'autre, d'un procédé Pittsburgh entièrement modernisé.

LACUNES ET DÉFIS

L'industrie du verre doit améliorer son efficacité énergétique, accroître la durabilité du matériau réfractaire de ses cuves, réduire les émanations polluantes, perfectionner le matériau des moules, recycler les résidus de verre et éliminer les produits résiduels. Les particules dégagées sont captées par des dépoussiéreurs, mais les gaz sulfureux et azotés demeurent un problème. Actuellement, aux États-Unis, on s'inquiète de la méthode d'élimination des matériaux réfractaires utilisés qui contiennent du chrome, à leur sortie des regénérateurs, étant donné qu'ils sont considérés comme une source de déchets toxiques: de la recherche s'impose donc afin de

trouver, de préférence, des moyens pour recycler ces matières. Le verre perdu, source importante de pollution visuelle, est une matière première utile, chaque pour cent de débris réduisant la consommation de combustible de 0,25 à 0,5 %. Un programme de recyclage mis sur pied par l'industrie canadienne des récipients a montré qu'il était possible de récupérer le verre perdu et d'utiliser jusqu'à 80 % des résidus de fabrication. La grande difficulté est donc la collecte de ce verre.

Étant donné que le verre est, de par sa nature, un matériau fragile, il est impossible de l'exploiter à fond dans les ouvrages structuraux. Il faudra étudier les mécanismes de bris du verre et les manières de la renforcer, possiblement à l'aide de fibres ou de plaques réfractaires ou par la mise au point d'un traitement en deux étapes qui exploiterait les phases immiscibles.

TRAVAUX COURANTS DE R ET D

La portée de ces travaux sur le verre au Canada est limitée et fermement axée sur le "développement" de procédés en usine. Une certaine quantité de recherche parrainée par l'industrie et portant sur la résistance des plaques est en cours a l'ORF et certaines recherches internes sur la structure de verre sont effectuées à l'Université de la Colombie-Britannique. Les ressources globales affectées à ces travaux totalisent probablement quelques centaines de milliers de dollars.

CANMET a parrainé des travaux contractuels (75 000 $, 2,5 A.-P.) visant à mettre au point des vitro-cérames pouvant servir de revêtements anti-friction, au moyen des scories des aciéries: cette technique est fort répandue en URSS et dans le pays du Pacte de Varsovie pour produire des éléments structuraux et des matériaux résistant à l'abrasion et à la corrosion à partir de verre résiduel et de scories (sitals), de même que des compositions basaltiques moulées par fusion.

MATÉRIAUX CÉRAMIQUES POUR LA TECHNOLOGIE DE POINTE

LACUNES ET DÉFIS

On prévoit d'utiliser ou on cherche à mettre au point un grand nombre de matériaux céramiques divers qui serviront d'éléments névralgiques dans les dispositifs et les installations d'économies, de transformation et de stockage d'énergie, dans le domaine des transports et des communications et dans des applications industrielles. La plupart de ces travaux de développement qui se situent à la fine pointe de la recherche technologique ne devraient porter fruit que dans 5 à 20 ans, après quoi il faudra probablement effectuer d'autres recherches pour en améliorer le rendement, partie intégrante du processus habituel d'évaluation des prototypes.

Les matières premières sont le plus souvent préparées chimiquement et doivent avoir une très grande pureté. Le traitement comporte souvent la préparation de précurseurs en poudre par précipitation chimique, solidification-gélification, séchage par atomisation, lyophylisation, etc., la fabrication de produits par moulage et frittage classiques ou de nouvelles techniques comme la compression isostatique à chaud ou des procédés entièrement modifiés selon les besoins. Les problèmes ont essentiellement trait à l'optimisation des compositions et des méthodes de traitement de façon à convenir aux besoins.

À l'échelle internationale, ces travaux prennent une très vaste envergure: au Canada, l'élaboration de ces systèmes s'évalue certainement en centaines de millions de dollars, les vitro-cérames en absorbant probablement, le plus souvent, entre 5 et 20 %. Bon nombre de ces recherches sont menées en toute confidentialité dans l'industrie ou elles ont des connotations militaires qui en empêchent la diffusion.

Le programme de CANMET visant à mettre au point des électrolytes céramiques porteurs

d'ions pour les piles de stockage et les cellules combustibles (40) monopolise actuellement environ 5 A.-P. et 200 000 $, qui pourraient être portés à 7 A.-P. et jusqu'à 500 000 $ en 1982-1983. Un appui supplémentaire du CNR et du MEER lui est donné, de l'ordre de 200 000 $/a. On entrevoit des possibilités d'élargir le programme afin de développer des matériaux pour les systèmes magnétohydrodynamiques, les électrolyseurs, les générateurs thermoélectriques (transformation de la chaleur résiduelle) et toute une gamme de capteurs et de systèmes éventuels d'affinage des matières (métaux).

Le Japon a récemment annoncé la mise au point du premier prototype de moteur diesel en céramique: d'après les rapports, les pièces du moteur soumises à de fortes températures sont faites de vitro-cérames à faible pouvoir d'expansion. Depuis quelques années, on tente activement (avec la coordination de l'AIE) de mettre au point un turbomoteur à température élevée dont les rotors et strators seraient en céramiques de SiAlON. Bien que de la recherche sur les propriétés techniques et de traitement des deux types de matériaux ait été faite dans des universités canadiennes, la contribution canadienne dans ce secteur de pointe est négligeable; cependant, des occasions se présenteront d'améliorer les matériaux en cours habituel de développement.

De toute évidence, il faut développer des matériaux réfractaires à forte résistance thermique pour les échangeurs de chaleur élevée. Il y a et il continuera d'y avoir moyen d'exploiter des matériaux canadiens pour les supports de stockage de la chaleur, particulièrement dans le secteur résidentiel lorsque leur utilisation est alliée à des installations de chauffage solaire actif ou d'utilisation de l'électricité en dehors des heures de pointe.

La demande de pièces électroniques nouvelles et améliorées, en céramique, est soutenue: il nous faut des transducteurs, des semiconducteurs, des condensateurs, des substrats se prêtant à des températures plus fortes et une meilleure capacité des plaques de refroidissement utilisées dans les appareils à très haute fréquence, par exemple les satellites de télécommunication. L'application des semiconducteurs dans le domaine photovoltaique est étudiée au Canada, mais les efforts devront redoubler si le pays veut faire figure de proue internationale dans ce domaine.

Certains matériaux céramiques pourraient peut-être servir en biologie, par exemple pour l'implantation de prothèses; cependant, la recherche est lente et nous aurions peut-être intérêt à l'intensifier.

On cherche beaucoup à prédire les débouchés de recherche de la céramique pour la présente décennie et la prochaine. Peu importe la source de prédiction, on semble bien s'entendre sur les grands thèmes, dont la plupart ont été mentionnés ci-haut. On pourrait en obtenir un aperçu utile en consultant les renvois 41, 42 et 43.

RÉFÉRENCES

1. Canadian Mineral Survey, Énergie, Mines et Ressources Canada; 1981.

2. "Canadian minerals yearbook"; Énergie, Mines et Ressources Canada; 1979.

3. "Industrial minerals and rocks"; 4e édition; Am Inst Min, Metallurgical and Petroleum Engineers, Inc.; New York (N.Y.); 1975.

4. "Phosphate Rock"; MR 193; Programme des minéraux et des sciences de la Terre; Énergie, Mines et Ressources Canada; 1982.

5. Collings, R.K. "Mineral waste resources of Canada; Report No. 1 - Mining wastes in Ontario"; CANMET Report 76-2; CANMET, Énergie, Mines et Ressources Canada; 1976.

6. Collings, R.K. "Mineral waste resources of Canada; Report No. 2 - Mining wastes in Quebec"; CANMET Report 77-55; CANMET, Énergie, Mines et Ressources Canada; 1977.

7. Collings, R.K. "Mineral waste resources of Canada; Report No. 3 - Mining wastes in

British Columbia"; CANMET Report 79-22; CANMET, Énergie, Mines et Ressources Canada; 1979.

8. Collings, R.K. "Mineral waste resources of Canada; Report No. 4 - Mining wastes in the Atlantic Provinces"; CANMET Report 80-12E; CANMET, Énergie, Mines et Ressources Canada; 1980.

9. Collings, R.K. "Mineral waste resources of Canada; Report No. 5 - Mining wastes in the Prairie Provinces"; CANMET Report 81-9E; CANMET, Énergie, Mines et Ressources Canada; 1981.

10. Collings, R.K. "Mineral waste resources of Canada; Report No. 6 - Mining wastes as potential fillers"; CANMET Report 80-13E; CANMET, Énergie, Mines et Ressources Canada; 1980.

11. Collings, R.K. et Wang, S.S.B. "Mineral waste resources of Canada; Report No. 7 - Ferrous metallurgical wastes"; CANMET Report 89-19E; CANMET, Énergie, Mines et Ressources Canada; 1980.

12. Collings, R.K. et Wang, S.S.B. "Mineral waste resources of Canada; Report No. 8 - Non-ferrous metallurgical wastes"; CANMET Report 81-17E; CANMET, Énergie, Mines et Ressources Canada; 1981.

13. Campbell, W.J. "Selected silicate minerals and their asbestiform varieties"; Inf Cir 8751; USBM; 1977.

14. Badollet, M.S. "Physical properties and technical applications of asbestos minerals"; CIM Bull 62:684:432-437; avril 1969.

15. "Amiante"; Mineral Policy Series; MR 155; Énergie, Mines et Ressources Canada; juillet 1976.

16. Vagt, G.O. "Asbestos, 1980 annual review"; Énergie, Mines et Ressources Canada.

17. Riley, G.W. "Milling of asbestos ores"; Milling practice in Canada; CIM, Vol spécial 16; Chapitre 12, pp 349-370.

18. Winson, R.W. "Asbestos industrial minerals and rocks"; 4e éd.; Stanley, J. Lefond, Editor, Sealey W. Mudd Series; AIME; pp 379-426; 1975.

19. Camochan, R.K. "The wet separation of asbestos from its gangue"; Mines Branch Publication N° 605; Summary Report on Mines Branch Investigations; pp 120 to 124; 1922.

20. Clifton, R.A. "Asbestos"; Mineral Commodity Profiles USBM; juillet 1979.

21. Evans, R.G. "Operations parameters, design concepts and pre-installation testing for a new asbestos processing complex at the Jeffrey mine"; CIM Bull 68:759:105-110; juillet 1975.

22. Martinez, E. "Magnetic concentration of asbestos ore"; CIM Bull 100-104; mai 1979.

23. Berger, H. "Development of the control system for the Jeffrey mine's asbestos processing complex"; CIM Bull 68:754:53-59; février 1975.

24. Rozovsky, H. "Application of air to asbestos milling at the new Jeffrey mill of the Canadian Johns-Manville Company Limited; Asbestos; Quebec"; CIM Bull 48:520:486-520; août 1955.

25. "Testing procedures for chrysotile asbestos fibres"; 2e édition, Asbestos textile institute, mineral fibre products bureau; Quebec Asbestos Mining Association; 1966.

26. Cossette, M. "Automation of asbestos milling circuits"; CIM Bull 64:708:25-33; avril 1971.

27. Riley, G.W. "Pilot plant investigation for the recovery of nickel, iron and asbestos fibre from plant tailings of Carey-Canadian

Mines Limited, East Broughton, Quebec"; Mines Branch Investigation Report IR 68-42; juillet 1968.

28. Winer, A. et Wilson, H.S. "Mineral wool from asbestos tailings"; Mines Branch Investigation Report IR 73-42.

29. Nagamori, M., Plumpton, A.J. et LeHouillier, R. "The activation of magnesia in serpentine by calcination and the chemical utilization of asbestos tailings - a review"; CIM Bull 73:824:144-156; décembre 1980.

30. Saunders, G.C. "The ungraded-fibre mill"; CIM Bull 69:775:75-80; novembre 1976.

31. Communiqué - Amiante; 64:2:24; août 1982.

32. Communication particulière.

33. Neville, A.M. "Long-term applied research in construction materials of mineral origin in Canada with particular reference to CANMET"; CANMET Contract Report 2556272; CANMET, Énergie, Mines et Ressources Canada; 1981.

34. Malhotra, V.M., Berry, E.E. et Wheat, T.A. rédacteurs; "Energy and resource conservation in the cement and concrete industry"; Séminaire; Énergie, Mines et Ressources Canada; 1975.

35. Statistique Canada. "Clay products manufacturers: from domestic clays"; Catalogue 44-215 Annual; 1980.

36. Statistique Canada. "Clay products manufacturers: from imported clays"; Catalogue 44-216 Annual; 1980.

37. Statistique Canada. "Refractories manufacturers"; Catalogue 44-214 Annual; 1980.

38. Perry, J.R. Canadian refractories Ltd.; communication particulière.

39. Statistique Canada. "Glass and glass products manufacturers"; Catalogue 44-207 Annual; 1980.

40. Wheat, T.A. "The CANMET program to develop solid electrolytes"; Rapport de division ERP/MSL 81-11(TR).

41. Wachtman, J.B. fils., Gordon, R.S., Roy, R., Sinnott, M.J. et Wilcox, B.A. "An evaluation of needs and opportunities for fruitful fundamental research in ceramics"; Am Ceram Soc Bull 57:12:19-24; 1978.

42. Kingery, W.D. "Social needs and ceramic technology"; Am Ceram Soc Bull 59:6:598-600.

43. Roberts, J.P. "The future of ceramic technology"; Euroclay J Inst Clay Tech; 6 novembre-décembre, 1981.

APPENDICE - RÉPERTOIRE DES RECHERCHES APPUYÉES PAR LE GOUVERNEMENT FÉDÉRAL ENTREPRISES AUX UNIVERSITÉS

1973-1974

1. Chimie cristalline des minéraux phosphatés. 2. Chimie cristalline des minéraux de zirconium; Chao, G.Y.; Géologie; Université Carleton, Ottawa (Ont.); (CNR) Conseil national de recherches du Canada; 11 900 $.

1972-1973

1. Chimie cristalline des minéraux phosphatés. 2. Chimie cristalline des minéraux de zirconium; Chao, G.Y.; Géologie; Université Carleton, Ottawa (Ont.); Conseil national de recherches du Canada; 8 500 $.

1971-1972

Synthèse et stabilité des minéraux de Mg-Fe-Ca-pyroxènes et d'amiante titrant du tritium; Turnock, A.C.; Sciences de la Terre; Université du Manitoba, Winnipeg (Man.); Conseil national de recherches du Canada; 7 200 $.

MÉTAUX LÉGERS ET RÉACTIFS

Le présent groupe comprend les métaux légers tels que l'aluminium et le magnésium et les métaux réactifs comme le titane et le zirconium. Le terme "métal réactif" est appliqué au titane et au zirconium parce que ces substances ont une très forte affinité avec les gaz dans l'air, à hautes températures, et qu'elles forment, lorsque combinées, des composés très stables. Bien qu'elles ne soient pas liées du point de vue chimique ni même en termes de procédés d'extraction, elles ont été incluses avec les métaux légers pour plus de commodité.

ALUMINIUM

DESCRIPTION GÉNÉRALE DE L'INDUSTRIE

L'industrie mondiale de l'aluminium est essentiellement contrôlée par 6 sociétés multinationales, l'Alcan, l'Alcoa, la Kaiser Aluminium, la Reynolds Metals, la Pechiney Ugine Kuhlmann (PUK) et l'Alusuisse. Les sociétés sont pleinement intégrées et, parfois, elles exploitent en copropriété les mines, les affineries d'alumine, les fonderies et les usines de fabrication. Elles contrôlent près de 50 % de la capacité mondiale de production et sont associées à presque tous les nouveaux projets d'importance internationale (1). Au Canada, l'Alcan (85 %) et la Reynolds (15 %) produisent environ 1 million de tonnes/a dans leurs affineries du Québec et de la Colombie-Britannique. Vu la récession actuelle, les installations partout au monde fonctionnent à une capacité réduite (88 % au Canada et 65 % aux É.-U.). En 1980, le Canada a exporté 784 720 tonnes évaluées à 1,5 milliard de dollars.

Vu que les coûts de l'énergie, plus particulièrement de l'énergie hydroélectrique, sont relativement faibles par rapport à ceux des autres pays, le Canada occupe une place de choix parmi les producteurs d'aluminium. Le Japon qui, il y a quelques années, se classait au 3e rang des producteurs (maintenant celui du Canada) a dû abaisser considérablement sa production en raison du prix élevé de l'énergie (2). C'est d'ailleurs pour cette raison qu'on ne construira vraisemblablement pas de nouvelles fonderies aux États-Unis. À l'avenir, la fusion s'effectuera dans les pays où l'énergie est peu coûteuse et, en fait, le Canada vient de procéder à l'augmentation de la capacité de ses fonderies. La production d'alumine à partir de bauxite aura tendance à se concentrer dans les pays où le minerai est extrait, entre autres parce que cette substance est moins coûteuse à transporter que la bauxite.

L'aluminium est le plus abondant des éléments métalliques de l'écorce terrestre (8,8 %). La bauxite, minerai d'aluminium, se retrouve partout au monde, surtout dans les pays tempérés. En 1980, le Canada a importé 3,5 millions de tonnes de bauxite et 984 000 tonnes d'alumine, surtout de l'Australie, de l'Afrique, de l'Amérique du Sud et des Caraïbes; en règle générale, les installations appartiennent en partie ou en totalité à l'Alcan.

TECHNOLOGIE ACTUELLE

Dans le procédé Bayer de transformation de la bauxite en alumine, il y a digestion de la bauxite avec de l'hydroxyde de sodium pour en dissoudre l'alumine qui est alors purifiée, précipitée sous forme trihydratée et calcinée en Al_2O_3. Cette alumine est la charge d'alimentation utilisée dans le procédé Hall-Hérault de transformation de cette substance en aluminium métallique par électrolyse dans un bain de sel fondu de fluorure de sodium-aluminium. Bien que les deux procédés existent depuis près d'un siècle, ils sont responsables de la quasi-totalité de la production mondiale d'aluminium. Ils ne cessent d'être améliorés et mécanisés en vue d'accroître la capacité de production et de réduire la quantité considérable d'énergie consommée dans le secteur. Des

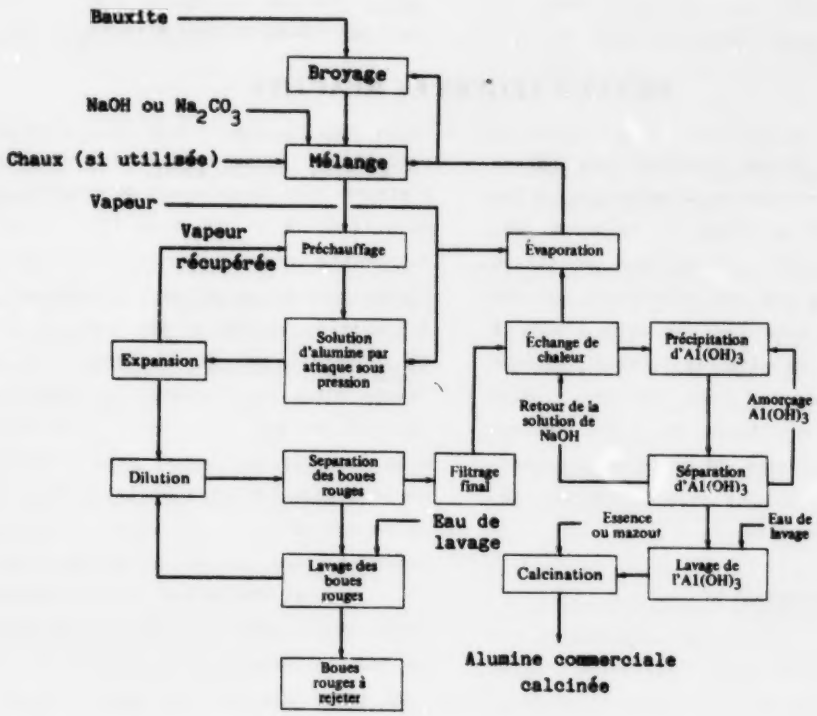


Fig. 8. Organigramme du procédé Bayer

exemples des améliorations apportées sont les fours à calciner instantanés sur lit fluidisé qui remplacent les fours rotatifs, le perfectionnement des cellules et des anodes, l'ajout de LiF aux cellules et les commandes informatisées. Le rendement des cellules actuelles se rapproche de 95 % et l'apport énergétique nécessaire pour réduire l'oxyde en métal a été abaissé d'environ 30 % au cours des 30 dernières années, pour atteindre 13 kWh/kg (2). Ces améliorations, de même que l'utilisation de dépoussiéreurs d'alumine pour capter les émissions de fluorure émanant des cellules, ont permis de réduire le taux de pollution atmosphérique et d'améliorer les conditions de travail.

PROBLÈMES

L'industrie de l'aluminium a atteint sa maturité, mais elle tente continuellement de perfectionner ses techniques pour protéger l'environnement et réduire les coûts. La technique de réduction des émissions de fluorure à l'aide de dépoussiéreurs d'alumine est utilisée dans de nombreuses fonderies. Les effluents de boues rouges sont toujours évacués dans des bassins, bien qu'un grand nombre de travaux de R et D aient été effectués en vue d'en récupérer l'alumine et la soude résiduaires. L'énergie est l'un des principaux éléments qui entrent dans la fusion de l'aluminium; par conséquent, cette question fait continuellement l'objet de travaux de R et D et d'élaboration des procédés. Il faut jusqu'à 18 000 kWh pour produire une tonne d'aluminium, contre 150 kWh pour l'acier. Comme nous l'avons déjà mentionné, le Canada doit importer toute sa matière première de bauxite et d'alumine, ce qui soulève la question de la sécurité des approvisionnements. Toutefois, les gisements de bauxite se retrouvant un peu partout au monde, les pénuries d'approvisionnement ne constituent pas une menace importante.

TRAVAUX DE R ET D ACTUELS

En 1974, la formation de l'Association internationale de la bauxite (AIB), constituée en cartel, a incité de nombreux pays à mener de la recherche sur les sources d'alumine autres que la bauxite et les procédés qui s'y rapportent. CANMET avait son propre projet de recherche relatif au capital-ressources des argiles à teneur en alumine, des déchets de charbon et d'anorthosite. On a étudié diverses techniques pour extraire l'alumine de ces substances et on a produit de l'alumine de qualité convenant aux cellules. Toutefois, elles ont été jugées plus complexes et plus coûteuses que le procédé Bayer utilisant la bauxite. À la suite des travaux de CANMET et de la découverte d'un gisement d'anorthosite soluble dans l'acide, l'Alcan a perfectionné son procédé de traitement à l'acide de cette substance. La société en est encore à l'évaluation des résultats. Le USBM, secondé et partiellement financé par un certain nombre de sociétés de fabrication d'aluminium (y compris l'Alcan et la Reynolds; CANMET a effectué certaines des recherches requises et a un statut d'observateur), a construit plusieurs mini-usines pour étudier les techniques de production d'alumine à partir de substances autres que la bauxite, dont la plus prometteuse semble un procédé faisant appel aux argiles et au HCl. Les travaux se poursuivent, mais à un rythme plus lent. En 1975-1976, l'Alcan et la Pechiney ont construit et mis en service une usine d'une capacité de 20 t/j, fonctionnant selon un procédé utilisant du H_2SO_4 et de l'argile ou des schistes (le procédé H*). Les résultats sont encore en voie d'évaluation et certains travaux en laboratoire se poursuivent. Récemment, les efforts de R et D concernant l'alumine provenant de sources autres que la bauxite ont diminués pour diverses raisons: l'AIB n'est pas devenue le puissant cartel comme on l'avait craint du début, d'importants gisements de bauxite ont été découverts et mis en valeur en Australie et au Brésil et la récession a réduit l'ampleur des sommes affectées aux travaux de R et D.

Dans le domaine de la fusion, le procédé Alcoa constitue le plus récent effort déployé en vue de remplacer le procédé Hall-Hérault. Il nécessiterait environ 30 % de moins d'énergie. Dans le procédé, l'alumine est imprégnée de pétrole et chlorée pour former du $AlCl_3$ qui est alors transformé en métal par électrolyse dans un bain de sel fondu. Une usine de 15 000 t/a a été construite vers le milieu des années 70; on devait accroître sa capacité de production à 50 000 tonnes vers la fin des années 70, mais cela ne s'est pas produit. Il y aurait encore certains problèmes techniques à résoudre, vraisemblablement à l'étape de la chloration.

L'Alcan dispose de deux laboratoires de R et D au Canada, soit à Arvida (Québec) et à Kingston (Ontario), d'un laboratoire au R.-U. et d'un autre en Espagne. De plus, toutes les fonderies mènent ce genre de travaux. En 1980, l'Alcan, disposant d'un budget de 47 millions de dollars, employait 1200 personnes incluant le personnel du siège social affecté aux questions de R et D, de technologie et de génie (2). Les laboratoires de R et D de la Reynolds se trouvent aux É.-U. Des projets de recherche de faible envergure sont parfois réalisés dans diverses universités. Comme susmentionné, de 1975 à 1980, CANMET a réalisé un programme de recherche sur l'alumine. Toutes les sociétés qui produisent de l'aluminium en Amérique du Nord ont toujours tenu secrets leurs efforts de R et D, ce qui réduit l'efficacité de toute recherche que pourrait entreprendre CANMET. L'Alcan continuerait d'être, comme par le passé, le principal bénéficiaire des travaux de CANMET.

LACUNES ET DÉFIS

L'industrie canadienne de l'aluminium est évaluée à 1 milliard de dollars et, par conséquent, CANMET devrait disposer d'une base de données sur l'aluminium. L'organisme pourrait apporter sa contribution en déployant certains efforts au niveau de capital-ressources autre que la bauxite, ce qui aiderait à assurer la sécurité des approvisionnements. Vu que l'organisme a une meilleure vue d'ensemble de la métallurgie d'extraction que l'industrie de l'aluminium, il lui sera possible à l'avenir de déterminer les do-

maines où il faut effectuer des travaux utiles en matière de R et D des procédés.

RÉFÉRENCES

1. Peterson, G.R. et al. "Alumina availability - domestic"; USBM IC 8861.

2. Alcan Aluminum Limitée; Rapport annuel; 1980.

3. Light Metals; AIME; 1980.

MAGNÉSIUM (CALCIUM/STRONTIUM)

DESCRIPTION GÉNÉRALE DE L'INDUSTRIE (1,2)

En 1980, la production mondiale de magnésium de première fusion s'est élevée à 320 000 tonnes, les États-Unis produisant environ 50 % du total et l'U.R.S.S. et la Norvège 24 % et 15 % respectivement.

Durant la même année, le Canada a produit 9200 tonnes de magnésium, évaluées à 27 millions de dollars, et en a exporté 6 000 tonnes. La consommation au pays s'est élevée à 5 000 tonnes, incluant 3 500 tonnes de magnésium importé.

Le magnésium de qualité commerciale, qui représente la majeure partie de la production canadienne, sert à la fabrication générale et entre dans les alliages d'aluminium auxquels il confère dureté et résistance. Cette substance est de plus en plus employée dans le secteur des métaux ferreux comme agent désoxydant et désulfurant. Elle est également utilisée comme agent réducteur lors de la production de titane et d'autres métaux réactifs de même que pour la protection cathodique.

TECHNOLOGIE ACTUELLE

Le magnésium de première fusion est produit selon deux procédés de base. Dans la première méthode, on procède par électrolyse du chlorure de magnésium tiré de l'eau de mer et des saumures. La deuxième méthode (procédé Pidgeon) extrait, par réduction au ferro-silicium à haute température, le magnésium que contiennent les minerais comme la dolomite ou la magnésite. Les figures 9 et 10 donnent un diagramme des deux méthodes (3). Cette dernière méthode est celle qui est employée au Canada ainsi que dans certaines installations en France, en Italie, au Japon et dans une usine aux États-Unis. Les autres producteurs utilisent la méthode électrolytique qui consomme considérablement plus d'énergie que la réduction au ferro-silicium.

L'usine de la Chromasco Ltd. située à Haley (Ontario), seule installation de production

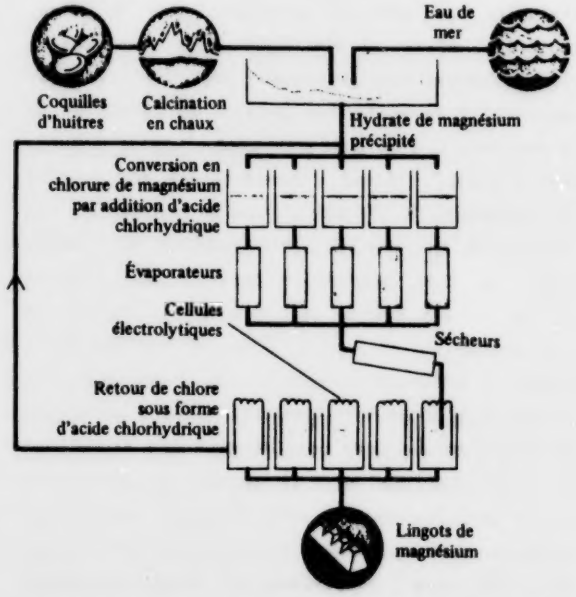


Fig. 9. Diagramme d'un procédé d'extraction électrolytique du magnésium dans l'eau de mer

de magnésium de première fusion au Canada, a une capacité nominale de 11 000 t/a (1). Du calcaire dolomitique calciné ($MgCO_3$) est mélangé à du ferro-silicium et aggloméré en briquettes qui sont alors enfournées dans des cornues horizontales de 11 pouces de diamètre et de 10 pieds de longueur, disposées dans une zone chauffée par un gaz (1150-1200°C) ou dans un four électrique (4). Les cornues sont alors vidées et, au fur et à mesure que la réaction se poursuit, il se produit une condensation des vapeurs de magnésium dans la portion de la cornue qui est refroidie à l'eau et située à l'extérieur du four.

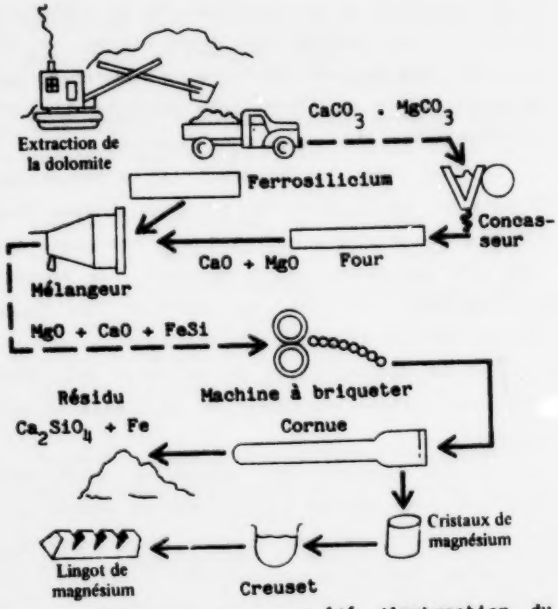


Fig. 10. Diagramme d'un procédé d'extraction du magnésium métallique dans de la dolomite par réduction au ferro-silicium

Le magnésium est également dérivé commercialement du traitement électrochimique d'un électrolyte de sel fondu dont la formule est la suivante: $NaCl-KCl-MgCl_2-CaCl_2$, maintenu entre 700 et 790°C et plus dense que le magnésium métal (5). C'est pour cette raison que dans les cellules commerciales utilisées pour l'électrolyse du chlorure de magnésium (cellules Dow et I.G. Farben (IGF)), les cathodes sont munies de collecteurs qui recueillent le métal en train de remonter et l'évacuent des cellules.

Les cellules Dow sont conçues pour être alimentées par du chlorure de magnésium contenant 25 % d'eau, tandis que les cellules IGF fonctionnent à l'aide de charges d'un liquide anhydre de $MgCl_2$. Dans la cellule Dow, la vapeur d'eau dégagée à l'introduction de la charge hydratée de $MgCl_2$ réagit avec le chlore dégagé à l'anode pour former du HCl gazeux. Étant donné qu'on ne récupère pas le chlore gazeux concentré, on rapproche le plus possible les anodes et les cathodes, c'est-à-dire jusqu'à la limite empêchant la réaction inverse entre le magnésium et le chlore. En pratique, cette distance est de 4 cm et permet d'obtenir de hautes intensités de courant.

Dans un four à acide, le mélange gazeux de HCl et de Cl_2 est converti essentiellement en acide chlorhydrique qui sert ensuite à dissoudre la $Mg(OH)_2$ de façon à produire des solutions de $MgCl_2$ pour la cristallisation.

Comme la charge d'alimentation des cellules IGF est constituée de $MgCl_2$ anhydre, il y a dégagement de chlore concentré aux anodes qui est récupéré en vue de la chloration des briquettes d'oxychlorure de magnésium-charbon-tourbe. Toutefois, il faut laisser 13 cm entre les anodes et les cathodes pour pouvoir récupérer le chlore, ce qui accroît la résistance de la cellule et, donc, diminue l'intensité du courant. La capacité de production d'une cellule Dow est de 20 kg de magnésium par heure ce qui équivaut sensiblement au rendement d'une cellule Hall-Héroult.

On procède actuellement à des essais concernant un nouveau prototype de cellule Dow qui consommerait 50 % de moins d'énergie et qui servirait à accroître la capacité de production.

PROBLÈMES

Parmi les pressions et les problèmes auxquels l'industrie du magnésium doit actuellement faire face, il semble que les préoccupations mentionnées ci-dessous se retrouvent au premier plan. Jusqu'à récemment, les lourdes tâches manuelles d'enfournement et de défournement (4), accomplies dans la chaleur intense et la poussière, étaient un prérequis de la production de magnésium en cornue.

La quantité d'énergie nécessaire pour produire le magnésium (4) est une autre des préoccupations de l'industrie.

L'absence de sources canadiennes de minéraux de strontium (célestite $SrSo_4$ et strontianite $SrCo_3$) semble constituer un problème (4), étant donné que la Chromasco produit 100 tonnes de strontium par année, par réduction aluminothermique du SrO, qui sont destinées surtout aux alliages d'aluminium, et qu'elle doit importer la matière première utilisée comme charge d'alimentation. On s'inquiète également à propos de la disponibilité des calcaires de qualité relativement

élevée qui sont nécessaires aux 500 t/a de calcium produites par aluminothermie.

TRAVAUX ACTUELS DE R ET D

On est en voie de résoudre le problème des lourdes tâches manuelles effectuées dans un milieu de travail défavorable grâce à l'installation de systèmes pneumatiques d'enfournement et de défournement actionnés par la force hydraulique; ce système réduit considérablement la charge de travail de même que les risques d'accidents et les problèmes de santé chez les travailleurs (4).

La Société nationale de l'amiante (SNA), société de la couronne du Québec qui s'occupe des questions relatives à l'amiante, vient de construire et de mettre en service une usine pilote que produit du $MgSO_4$ pur à partir des déchets d'amiante à teneur en $MgSiO_3$ produit à un rythme de 20 à 30 millions de tonnes par année au Québec (6,7). Elle procède également à la mise au point d'une nouvelle technique de production de magnésium métallique (8) qui s'apparente au procédé thermique, mais qui est simplifié et conçu, par opposition à la méthode Pidgeon de la cornue, de façon à fonctionner continuellement à la pression atmosphérique.

Le procédé s'appliquant au sulfate de magnésium est basé sur la calcination des déchets d'amiante avec du sulfate d'ammonium et sera modifié de façon à produire du $MgCO_3$ qui pourra être calciné à son tour pour former du MgO à utiliser comme charge d'alimentation pour la production de magnésium métal (8).

Il est évident que les innovations susmentionnées, si elles sont appliquées au processus de production, auront des répercussions bénéfiques sur la réduction des problèmes environnementaux causés par les déchets d'amiante et sur la récupération des métaux précieux trouvés dans les résidus. Il est trop tôt, cependant, pour déterminer si cette nouvelle méthode de production de magnésium sera plus efficace du point de vue énergétique que les procédés classiques.

À l'heure actuelle, l'Université de Waterloo (2) effectue de la recherche sur la thermodynamique et la cinétique de la réduction directe du MgO dans le but, entre autres, de réduire la consommation d'énergie en récupérant une certaine partie de l'enthalpie produite lors de la condensation des vapeurs de magnésium.

De plus, la Chromasco (4) effectue des travaux en vue de mettre au point un nouveau four électronique à plus grand rendement thermique que ceux qui sont actuellement employés. La société est également en train de modifier les fours qu'elle utilise actuellement.

La disponibilité de dolomite très pure n'est pas censée engendrer de problèmes durant l'avenir.

La question des hausses de production chez les fournisseurs d'outre-mer ne semble pas être une source de préoccupation étant donné que le secteur fonctionne actuellement à environ 75 % de sa capacité.

Les préoccupations environnementales sont axées sur les poussières de silicate de calcium non toxiques libérées des résidus de cornue. Mais, par l'utilisation de dépoussiéreurs à sacs filtrants et de laveurs, il est possible de minimiser ces émissions.

LACUNES ET DÉFIS

Au cours de la dernière décennie, il y a eu réduction de la charge de travail associée à la production de magnésium en cornue. La réduction des quantités d'énergie consommées par cette méthode doit continuer à figurer au premier plan des recherches concernant la production de magnésium. Toutefois, cette méthode de base ne subira vraisemblablement pas d'autres changements majeurs.

La mise en valeur de bonnes sources de calcaire, de strontianite et de célestine revêt une importance primordiale pour les producteurs canadiens de calcium et de strontium.

RÉFÉRENCES

1. Pearson, D. "Magnesium"; Secteur de la politique minérale; Énergie, Mines et Ressources Canada, Ottawa; 1979.

2. Wynnyckyj, J.R. Université de Waterloo; communication personnelle; 1982.

3. Kirk-Othmer "Encyclopedia of chemical technology"; John Wiley; 1970.

4. Froats, A., Chromasco, R. "Pidgeon silicon-thermic process in the 70's"; dans "Light Metals 1980"; C.J. McMinn, ed.; Met Soc AIME; Warrendale (P.A.); 1979.

5. Skeaff, J.M. Trans IMM C71:89; 1980.

6. Société nationale de l'amiante (SNA); Rapport Annuel 1980-1981.

7. Anon. Chem Eng; 17; 14 juin, 1982.

8. Lalancette, M. SNA, Sherbrooke; communication personnelle; 1982.

TITANE

DESCRIPTION GÉNÉRALE DE L'INDUSTRIE

Bien que l'oxyde de titane serve de pigment dans les peintures et d'agent de remplissage depuis plus de 60 ans, il n'y a pas plus de 30 ans que le métal est produit à l'échelle commerciale. Et même maintenant, seuls 10 % des minerais de titane sont affectés à la production de métal, et de cette quantité, environ 60 % vont directement à l'industrie aéronautique et spatiale (1). En 1980, l'U.R.S.S., les États-Unis, le Japon, le Royaume-Uni et la Chine ont produit approximativement 100 000 tonnes d'éponge de titane (sous forme poreuse) (2). Le Canada n'affiche aucune production de ce métal.

La capacité de production de l'éponge du monde libre devrait excéder 56,7 Mkg en 1982, ce qui représente un accroissement de 4,3 % par rapport à 1980. Ce métal a été produit initialement à l'instigation des autorités militaires des États-Unis qui en avaient besoin à des fins spatiales; la production en est réglée par les besoins: par exemple il faut 90 720 kg de métal pour produire un bombardier B-61 (3). Toutefois, étant donné sa légèreté, sa très grande résistance, et son excellente résistance à la corrosion et aux produits chimiques, le métal est de plus en plus utilisé à d'autres fins. Ainsi, en Russie, le titane est souvent utilisé là où nous utiliserions l'acier inoxydable. Les Soviétiques ont récemment construit un sous-marin en se servant de titane, ce qui leur permet de réduire les exportations. Ce résultat, conjugué à une forte demande, a fait grimper le prix de 1,47 à environ 11,34 $ le kg. Actuellement, il est d'environ 2,27 $ le kg (4).

Le Canada dispose d'énormes réserves de minerai d'ilménite dont une société, la QIT-Fer et Titane, au Québec, se sert pour produire de l'ilménite concentrée (capacité de 2,5 Mt par année) et un laitier de titane (capacité de 860 kt par année) (5). Le minerai d'ilménite est affiné, passant d'une valeur combinée de 86 à 93 % en oxyde de fer et en titane au moyen de liquides denses, et de séparateurs à spirale et à cyclone. En 1979, le Canada était le troisième exportateur mondial d'ilménite concentrée. La QIT produit aussi le laitier (à teneur de 70 à 72 % en TiO_2) et le métal (fonte brute) par procédé Sorel, qui consiste à calciner le concentré afin d'en retirer le soufre et à le faire fondre dans des fours électriques en présence de coke. La QIT projette d'améliorer ses fours électriques et les installations d'appoint. Environ 90 % du laitier est exporté. Les 10 % qui restent sont vendus à deux producteurs québécois de pigment TiO_2. Ce produit est obtenu en lixiviant le laitier par lavage acide (sulfurique), en le filtrant pour en retirer le fer et la silice, en le précipitant par l'addition de cristaux et en calcinant l'oxyde de titane. Les deux producteurs ont une capacité égale, de 36 kt par année. Ces trois sociétés appartiennent à des étrangers (5).

Il existe deux petits fabricants de titane métal, le plus important étant la société Titanium Ltd/Ltée, dont le chiffre d'affaires annuel est évalué à 10 millions de dollars (1982). Ils importent de l'éponge (qui est fondue par l'Eldorado nucléaire), des lingots et des plaques, qu'ils ont fait laminer par l'Atlas Steels Ltd. sous diverses formes, dont la Titanium Ltd/Ltée

se sert pour fabriquer des échangeurs de chaleur, des tubes, etc. Cette société a étudié la possibilité de construire une usine de production d'éponge en 1979-1980. Elle a cependant reculé devant le coût prohibitif, de 50 à 60 millions de dollars, et le manque d'appui gouvernemental (en fait, des difficultés avec l'AEIE). Cette installation aurait utilisé du rutile importé (TiO_2) comme charge d'alimentation (4).

TECHNOLOGIE ACTUELLE

L'éponge de titane s'obtient au moyen du procédé Kroll. Il s'agit de chlorer, en présence de coke, du rutile, de l'ilménite ou du laitier concentré en TiO_2 afin de la transformer en tétrachlorure de titane ($TiCl_4$). Le tétrachlorure est ensuite réduit sous forme poreuse au contact de magnésium ou de sodium métal dans un système

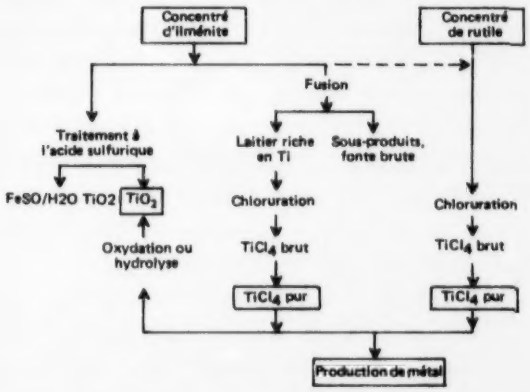


Fig. 11. Conversion d'ilménite et de rutile en TiO_2 et $TiCl_4$ affinés. Fourni gracieusement par l'American Society for Metals.

inerte fermé. Cette opération se fait par lots et, bien que certaines installations de réaction aient été agrandies de façon à pouvoir produire de 3 à 7 tonnes de métal spongieux par lot, la plupart demeurent de dimensions restreintes afin de pouvoir mieux contrôler la qualité. Le magnésium résiduel est ensuite retiré par distillation sous vide ou par lixiviation; le sodium résiduel est lixivié. L'éponge est alors consolidée en électrodes consommables avec de la scapolite ou un alliage par fusion dans un four à arc sous vide, ce qui permet de produire des lingots.

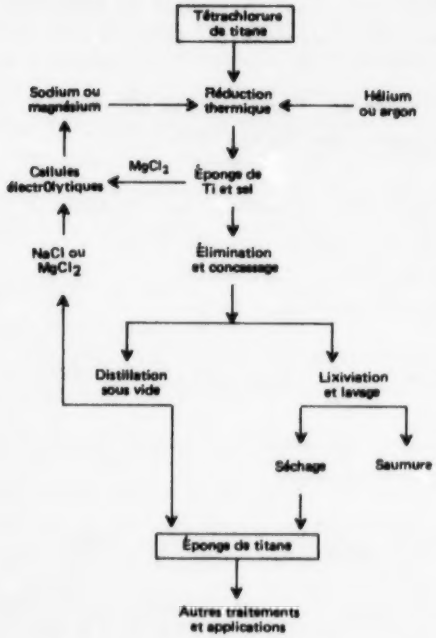


Fig. 12. Réduction thermique du tétrachlorure de titane en éponge de titane. Fourni gracieusement par l'American Society for Metals.

L'électrolyse du tétrachlorure de titane dans un bain de sels fondus (2,6) est un autre procédé qui a été mis au point aux États-Unis et au Japon mais qui n'a pas encore été commercialisé à grande échelle. La Shawinigan Chemicals a exploité une usine pilote utilisant ce procédé entre 1948 et 1951. Par ailleurs, la D-H Company a annoncé l'exploitation de son usine d'électro-extraction d'une capacité d'un million de livres en 1981 mais elle a dû la fermer au début de 1982, en raison de difficultés techniques (7).

PROBLÈMES

L'industrie du titane est fort touchée par le manque de stabilité de son marché, c'est-à-dire les fortes variations de l'offre et de la demande qui sont liées trop étroitement à l'industrie aérospatiale (8). En fait, l'industrie affiche actuellement un excédent de capacité considérable. La production du métal est très "énergivore", c'est-à-dire qu'elle exige environ une fois et demie plus d'énergie que les procédés de fabrication de l'aluminium. En outre, la matière

première avec laquelle ce métal est habituellement produit est le rutile, qu'il faudrait importer, même s'il est possible d'en produire à partir d'ilménite.

TRAVAUX COURANTS DE R ET D

La seule R et D actuellement en cours au Canada semble être effectuée par un organisme privé, Titane de St-Laurent, qui effectue de la recherche avec un groupe de chercheurs du Royaume-Uni (9). Dans une usine pilote située en Angleterre, ce groupe prétend avoir produit des métaux au moyen d'oxyde de titane non calciné. Une usine pilote doit être construite à Ottawa, puis une autre, à Québec. Le laitier fabriqué par le procédé Sorel servira de charge d'alimentation. Il s'agit d'un procédé électro-chimique qui n'a toutefois pas recours à la métallurgie du chlorure, semble-t-il. Le groupe a décidé de tenir le procédé secret plutôt que de le faire breveter. Certaines sociétés des États-Unis, par exemple Timet et Boeing, manifestent beaucoup d'intérêt, tout comme d'autres au Canada d'ailleurs, mais toutes attendent de pouvoir constater la qualité du métal produit.

LACUNES ET DÉFIS

Un domaine de recherche sur lequel se concentrent la QIT et au moins une usine de pigments est la lixiviation à l'hydrochlorure du laitier Sorel afin de la transformer en oxyde de titane. On se sert actuellement de H_2SO_4 pour ce faire, mais cet acide pose des difficultés environnementales étant donné qu'il faut le neutraliser (7). CANMET pourrait peut-être prêter main forte dans ce domaine.

RÉFÉRENCES

1. Rosenbaum, J.B. "Titanium technology trends"; J Metals 76-80; juin 1982.

2. Minkler, W.W. "Titanium in 1980"; J Metals 41-44; avril 1981.

3. Minkler, W.W. "Titanium"; Eng Min J 108-111; mars 1982.

4. B. Williams, Titanium Ltd.

5. Boucher, M.A. "Titanium and titanium dioxide"; Mineral Policy Sector; 1981.

6. Tokumoto, S. et al. "The deposition of titanium metal by fusion electrolysis"; J Metals 13-23; novembre 1975.

7. Lee, H.; QIT.

8. Burte, H.M. et Ceylon, D. "Compatibility of energy and aerospace interests in titanium"; J Metals 20-22; janvier 1982.

9. Hay, G. Titane de St-Laurent.

ZIRCONIUM

DESCRIPTION GÉNÉRALE DE L'INDUSTRIE (1,2)

La capacité mondiale de production de zirconium a été, en 1980, de 7 100 tonnes, dont 92 % ont été produits par la Teledyne Wah Chang Albany (TWCA), la Pechiney Ugine Kuhlman (PUK) et la Western Zirconium Inc. (WZI). La consommation de zirconium dans le monde occidental est évaluée à 3300 tonnes (centrales nucléaires) et à 900 tonnes (autres applications). Bien qu'elle soit relativement faible, la production mondiale de zirconium n'en est pas moins névralgique, en ce sens que le zirconium est le seul métal que l'on puisse utiliser pour gainer les grappes de combustible nucléaire. Le zirconium pouvant servir dans les réacteurs a constitué une "portion importante" des 278 tonnes de métaux et d'alliages de zirconium qu'a importées le Canada en 1980.

L'Australie est le principal fournisseur mondial de zircon, que le Canada importe (27 500 tonnes en 1980) pour fabriquer des coeurs et des gaines dans des moules de fonderie.

De la zircone (ZrO_2) est également importée, habituellement sous forme de baddekyite (64

tonnes en 1980), pour produire des abrasifs artificiels par fusion avec l'alumine (Al_2O_3).

Les alliages de ferrozirconium sont importés (232 tonnes en 1980) pour servir à la fabrication de contenants et de tuyaux résistant à la corrosion.

TECHNOLOGIE ACTUELLE (3,4)

Le procédé classique utilisé pour produire le zirconium pouvant servir dans les réacteurs est influencé par la nécessité de séparer l'hafnium du zirconium dont les propriétés chimiques sont pratiquement indifférenciables et qui se trouvent toujours ensemble; le zirconium contient environ 2 % d'hafnium. Il faut les séparer puisque la présence d'hafnium dans la gaine de zirconium des grappes de combustible d'uranium empoisonnerait la réaction nucléaire étant donné sa très forte section de capture des neutrons lents.

Comme le montre la figure 13, voici comment on produit par procédé classique le zirconium qui est utilisé dans les réacteurs:

(1) Du sable de zircone ($ZrO_2.SiO_2$) est chauffé en présence de coke dans un four à arc afin d'obtenir un carbonitrure de zirconium et du SiO volatile.

(2) Le carbonitrure est ensuite chloré, ce qui produit du tétrachlorure de zirconium qu'il faut purifier des oxydes et des autres chlorures en le soumettant à nouveau à la sublimation en atmosphère inerte.

(3) Le zirconium est alors déhafné par dissolution du tétrachlorure de zirconium brut dans une solution de thiocyanate d'ammonium et par extraction liquide-liquide du complexe de thiocyanate d'hafnium par le méthylisobutylcétone. Le zirconium qui reste dans la solution est ensuite précipité par de l'hydroxyde d'ammonium puis séché au four pour produire du bioxyde de zirconium.

(4) Le bioxyde de zirconium déhafné est ensuite façonné en boulettes en présence de carbone et de sucre en poudre puis chloré une deuxième fois pour donner un sublimé pur de tétrachlorure de zirconium.

(5) Le tétrachlorure est soumis à une réaction avec du magnésium liquide en présence d'argon afin de former une masse métallique spongieuse et, comme sous-produit, du chlorure de magnésium que l'on élimine par distillation sous vide poussée.

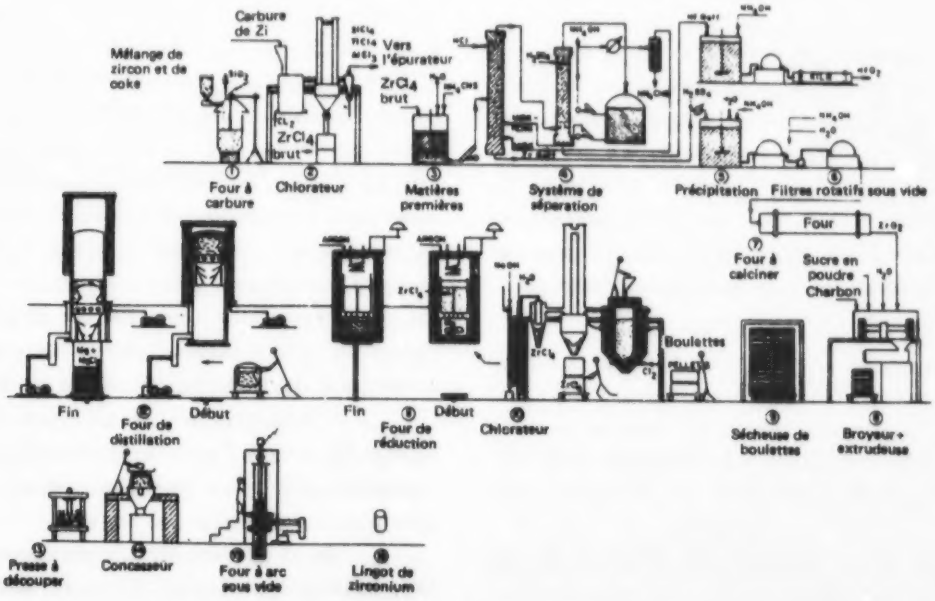


Fig. 13. Procédé classique de production de zirconium pour réacteurs

(6) Le résidu de distillation est alors découpé et broyé, pressé en barres, fusionné dans un four à arc sous vide et coulé en lingots.

La production des autres qualités de zirconium s'effectue en sautant les étapes 3 et 4.

PROBLÈMES

Le zirconium est un produit essentiel aux réacteurs CANDU, mais il n'est pas fabriqué au Canada. Si l'approvisionnement intérieur en zirconium de cette qualité venait à s'imposer, il faudrait mettre en place des installations de production ici même. En 1980, le Canada a importé environ 300 tonnes de zirconium, d'une valeur d'environ 13 millions de dollars (1).

TRAVAUX COURANTS DE R ET D (5,6,7)

En 1977, un comité ad hoc comportant des représentants de l'Hydro-Ontario, de la société Les Mines Noranda, des Universités de Toronto et de Waterloo, de la province de l'Alberta, de l'Eldorado et de CANMET a été formé à la suite des préoccupations formulées par l'Hydro-Ontario au sujet de la sécurité à long terme des approvisionnements en zirconium des réacteurs CANDU (5). Le comité devait coordonner l'élaboration d'une nouvelle technologie canadienne de production de zirconium déhafnié et, en fait, des fonds du CRSNG ont été octroyés à certains des membres à cette fin.

Une étude subséquente de l'Hydro-Ontario a révélé qu'une usine canadienne de production de zirconium au moyen des méthodes classiques ne pouvait se justifier que si elle était d'une importance telle que la moitié de sa production pouvait être exportée (6). Cependant, étant donné un approvisionnement plus que suffisant en zirconium des fournisseurs actuels qui, par suite du report ou de l'élimination de nombreux programmes d'énergie nucléaire, ne fonctionnent qu'à 70 % environ de leur capacité, il ne semble y avoir aucun besoin pressant de réaliser l'autarcie en production de zirconium. De plus, l'apparition d'un second fournisseur américain (WZI) sur le marché semble aussi avoir réduit l'intérêt que l'Hydro-Ontario marquait à l'établissement d'un fournisseur canadien de zirconium (7).

Le tableau pourrait cependant changer si une nouvelle technologie canadienne permettait de produire le zirconium de cette qualité à un coût beaucoup inférieur à celui de la technologie classique.

À l'heure actuelle, le Canada ne semble mener aucune recherche sur l'extraction du zirconium, bien que la présence de zircon dans les sables bitumineux de l'Alberta (teneur d'environ 0,03 %) soit connue et que ce zircon puisse être extrait sous forme de concentré par métallurgie physique (1,8). À noter toutefois que de récents travaux de recherche ont été menés à l'Université de Waterloo et à l'Université de Toronto.

Le projet de l'Université de Waterloo était axé sur l'élaboration d'un procédé continu de séparation de l'hafnium du zirconium en solutions de chlorures au moyen de la distillation. Un certain degré de réussite a été atteint au moyen d'un appareil de réchauffement et de condensation utilisant le NaCl comme sel porteur (7). Les travaux ont toutefois été abandonnés avant que l'on ait obtenu des résultats probants. En tout, 186 000 $ et quatre années-personnes y avaient été consacrés (9).

Le projet de l'Université de Toronto a révélé qu'il était possible de séparer le zirconium de l'hafnium par réaction de tétrachlorure de zirconium impur avec divers chlorures alcalins liquides binaires en phase gazeuse. L'efficacité maximale de leur séparation était d'environ 48 % (10).

Il est clair, d'après la description du procédé classique de production de zirconium pouvant être utilisé à des fins nucléaires, avec deux chlorations et une extraction liquide-liquide qui est très coûteuse, qu'il sera difficile de mettre au point un procédé canadien de production de ce zirconium (11). Un nouveau procédé simplifié de production a été proposé par l'Université de Waterloo (3).

Il s'agit de chlorer du zircon en présence de coke de pétrole calciné dans un chlorateur électrothermique en lit fluidisé, de séparer

le tétrachlorure de silicium des gaz de $ZrCl_4$ contenant du tétrachlorure d'hafnium par condensation en lit fluidisé et de séparer ce tétrachlorure d'hafnium du tétrachlorure de zirconium par distillation à reflux dans un eutectique de NaCl-KCl. La séparation des tétrachlorures d'hafnium et de zirconium repose sur leur différence de pressions de vapeur dans le mélange eutectique poussé à environ 400°C. Le reste du procédé envisagé ressemble énormément au procédé classique, sauf que le magnésium et le chlore sont récupérés du sous-produit constitué de chlorure de magnésium au moyen d'électrolyses dans des bains de sel fondu.

Quant à la production de zirconium à d'autres fins, le procédé pourrait être davantage simplifié en omettant l'étape de séparation de l'hafnium du zirconium par distillation.

Bien que le procédé semble être pour la plus grande partie réalisable, la plupart des étapes exigent une vérification à l'échelle pilote.

LACUNES ET DÉFIS

Bien que la production intérieure de zirconium de qualité nucléaire ne soit pas impérative, nous ignorons combien de temps la situation actuellement stable de l'offre durera. Étant donné l'importance névralgique du zirconium pour la filière CANDU, il serait possible de justifier l'élaboration d'un procédé canadien jusqu'à l'essai pilote.

Les minéraux contenant du zirconium, dont le plus important est le zircon ($ZrO_2.SiO_2$), ne sont pas produits au Canada, de sorte que nous devons importer toutes les quantités dont nous avons besoin ainsi que le zirconium métallique (1).

RÉFÉRENCES

1. Boucher, M.A. "Zirconium"; Secteur de la politique minérale; Énergie, Mines et Ressources Canada, Ottawa; 1980.

2. de Poix, V.P. "Zirconium"; Eng Min J 183:3: 118; 1982.

3. Spink, D.R. CIM Bull 145; novembre 1977.

4. Kirk-Othmer "Encyclopedia of chemical technology"; Vol. 22; John Wiley; 1970.

5. Dutrizac, J.E. Rapport de division PRM/LSM 77-124(FT); CANMET, Énergie, Mines et Ressources Canada; 1980; aussi communication personnelle.

6. Mills, D. Ontario Hydro; entretiens privés; 1982.

7. Spink, D.R. Université de Waterloo; communication personnelle; 1982.

8. Trevoy, L.W., Schutte, R. et Goforth, R.R. CIM Bull 175; mars 1978.

9. Isabelle, E. CRSNG; Ottawa; communication personnelle; 1982.

10. Pickels, C.A. et Flengas, S.M. "The separation of $HfCl_4$ and $ZrCl_4$ by the selective reactivity of $HfCl_4$ vapour with solid or molten alkali chlorides and their mixtures"; Proc Extractive Metallurgy of Refractory Metals; Met Soc; Procès-verbal; AIME; 22-26 février, 1981; Chicago; 1981.

11. Spink, D.R. Proc Int Solvent Extraction Conf ISEC 77; Lucas, B.H., Ritcey, G.M. et Smith, H.W.; rédacteurs; Toronto; 9-16 septembre, 1977; CIM Spec Vol 21:454; 1979.

APPENDICE - RÉPERTOIRE DES RECHERCHES APPUYÉES PAR LE GOUVERNEMENT FÉDÉRAL ENTREPRISES AUX UNIVERSITÉS

1979-1980

Al, silice et Li dissous dans les eaux des pores de sédiments marins: indices de l'authigénèse de minéraux argileux; Moor, R.M.; Département d'océanographie; Université Dalhousie, Halifax (N.-É.); CRSNG; 28 000 $.

1974-1975

1. Chimie cristalline des minéraux de zirconium. 2. Études descriptives et comparatives de minéraux rares à partir de la syénite néphélinique, Mont Saint-Hilaire (Québec); Chao, G.Y.; Département de géologie; Université Carleton, Ottawa (Ontario); Conseil national de recherches du Canada; 7 900 $.

1971-1972

1. Chimie cristalline des minéraux phosphatés. 2. Chimie cristalline des minéraux de zirconium; Chao, G.Y.; Département de géologie; Université Carleton, Ottawa (Ontario); Conseil national de recherches du Canada; 8 500 $.

1. Chloration du zircon en lit fluidisé. 2. Séparation directe de $ZrCl_4$ à partir de $HfCl_4$. 3. Études de l'extraction liquide-liquide. 4. Études sur la réduction des métaux. 5. Électro-affinage de l'hafnium; Spink, D.R.; Génie chimique; Université de Waterloo (Ontario); Conseil national de recherches du Canada; 7 000 $.

URANIUM

DESCRIPTION GÉNÉRALE DE L'INDUSTRIE

À l'heure actuelle (juillet 1982), le Canada compte cinq producteurs d'uranium primaire: La Denison Mines Limited, la Rio Algom Limitée, la Cluff Mining (Amok Ltée/Saskatchewan Mining Development Corporation-société en nom collectif), la Gulf Minerals Canada Limited (société en nom collectif avec Uranerz Canada Limited et Eldorado nucléaire) et l'Agnew Lake Mines Limited. Les sociétés Rio et Denison exploitent des mines souterraines, les sociétés Cluff et Gulf, des mines à ciel ouvert, et la société Agnew Lake exploite une installation de lixiviation en tas en surface. Pendant l'année écoulée, la récession économique et la baisse de la demande mondiale d'uranium ont forcé l'Eldorado nucléaire à fermer son usine Beaverlodge et la Madawaska Mines à mettre fin à ses activités à Bancroft. De plus, l'ESI Resources qui avait commencé depuis moins de deux ans à récupérer l'uranium à Calgary comme sous-produit de l'acide phosphorique, a cessé sa production.

En 1980, lorsque toutes les usines mentionnées ci-dessus étaient en exploitation, la production d'uranium se chiffrait à 7 145 t (1). Quelque 67 % de l'uranium expédié par le Canada en 1980 provenaient des mines de l'Ontario; le reste provenait des mines de la Saskatchewan. On estime que les exportations d'uranium s'élevaient en 1980 à 6 368 t (90 % de la production canadienne), ce qui représente une valeur de 638 millions de dollars. Malgré un ralentissement général survenu dans l'industrie au cours des deux dernières années, la Denison Mines et la Rio Algom Mines ont continué l'expansion de leurs usines à Elliot Lake.

On trouve au tableau 1 une liste des usines de traitement du minerai d'uranium qui sont actuellement en exploitation ou dont l'entrée en exploitation est prévue. En décembre 1980, le nombre total de travailleurs dans l'industrie de l'uranium au Canada s'élevait à 6 068. De ce total, 2 557 travaillaient dans les mines, 831 dans les usines, et les autres étaient employés dans les services dits généraux (1). Les variations des effectifs n'ont probablement commencé à être appréciables qu'au cours des derniers mois, à la fermeture de l'usine de l'Eldorado nucléaire et de celle de la Madawaska Mines.

On estime que les capacités annuelles de production à partir des gisements connus au Canada, qui sont actuellement de 7 145 tonnes d'uranium, passeront à 10 200 tonnes en 1991*. On prévoit que les besoins en combustible dans les centrales nucléaires canadiennes passeront de 110 tonnes d'uranium en 1981 à une valeur comprise entre 2 100 et 2 400 tonnes en 1991 (1).

TECHNOLOGIE ACTUELLE

Le traitement des minerais d'uranium est essentiellement le même partout au Canada et dans le monde. Il n'existe que de légères variations d'une usine à l'autre. À l'exception de l'usine de Beaverlodge (récemment fermée) de l'Eldorado nucléaire, où l'on traitait le minerai par lixiviation alcaline (2), toutes les usines au Canada emploient un procédé de lixiviation acide (3-10). Au Canada, on a identifié un grand nombre de minerais d'uranium (11), et le schéma de traitement (12) est dans une certaine mesure fonction du minerai particulier. Cependant, on peut habituellement résoudre la difficulté posée par les différences de composition des minerais en modifiant

---

* Prévision fondée seulement sur les centres de production en exploitation et ceux dont l'entrée en exploitation est engagée; on ne tient pas compte de certaines expansions prévues dans des centres de production en exploitation mais pour lesquelles on n'a pas encore pris d'engagement. Production à partir des ressources actuellement exploitables à un prix inférieur ou égal à 135 $/kg d'uranium (1).

Tableau 13 - Usines canadiennes de traitement du minerai d'uranium

Usine	Endroit	Capacité journalière nominal (en tonnes de minerais)	Taux annuel de production (1) (en tonnes d'uranium)	Nombre total d'employés (mines, usines, services généraux)
A. En exploitation				
Agnew Lake Mines Limited	Agnew Lake (Ont.)	s.o. (2)	195	79
Cluff Mining (Amok Ltée/SMDC)	Cluff Lake (Sask.)	360 (3)	11	241
Denison Mines Limited - Usine Denison	Elliot Lake (Ont.)	6440 (4)	1712	2027
Eldorado nucléaire Limitée	Eldorado (Sask.)	1630 (5)	423 (6)	845 (11)
Gulf Minerals Canada Ltd.	Rabbit Lake (Sask.)	1500 (7)	1960	320
Madawaska Mines Limited	Bancroft (Ont.)	1360	235	381 (11)
Rio Algom Limitée - Usine Quirke	Elliot Lake (Ont.)	6350	1879	1404
- Usine Panel	Elliot Lake (Ont.)	2990	730	771
B. Entrée en exploitation engagée				
Key Lake Mining Corp.	Key Lake (Sask.)	500-700 (8)	3100-4600	
Rio Algom Limitée - Usine Stanleigh	Elliot Lake (Ont.)	4540 (9)	-	
C. Entrée en exploitation prévue ou possible (10)				
Brinco Limited	Makkovik (T.-N.)	-	-	
Canada Wide Mines Ltd.	Midwest Lake (Sask.)	-	-	
Consolidated Rexpar Minerals & Chemicals Ltd.	Birch Is. (C.-B.)	-	-	
Norcen Energy Resources Ltd.	Beaverdell (C.-B.)	-	-	
Rio Algom Limitée - Usine Milliken	Elliot Lake (Ont.)	-	-	

s.o. sans objet

\- aucune donnée disponible

(1) Rendement de 1980 pour les usines en exploitation; rendement prévu pour les autres usines.

(2) Production par le procédé de lixiviation en amas dans le sous-sol et en surface; l'exploitation minière a cessé en 1980 mais les travaux en surface ont continué.

(3) Programme en deux étapes dont la première a été achevée en 1980.

(4) Le rendement doit atteindre 13 610 t/j vers le milieu de 1981.

(5) Exploitée à environ la moitié de la capacité nominale en 1980.

(6) Comprend 6 tonnes d'uranium de la Cenex Limited.

(7) Coentreprise avec l'Uranerz Canada Limited; exploitation dépassant la capacité nominale.

(8) Production prévue en juillet 1983.

(9) La remise en service devrait être achevée en 1983-1984.

(10) Aucune décision ferme n'a été prise quant au calendrier et à l'ampleur des activités.

(11) Fermeture de la mine et de l'usine en 1981.

les paramètres de traitement requis pour une étape particulière. Les coûts liés à un schéma de traitement particulier sont fonction du type de minerai et de la méthode de traitement utilisée (13).

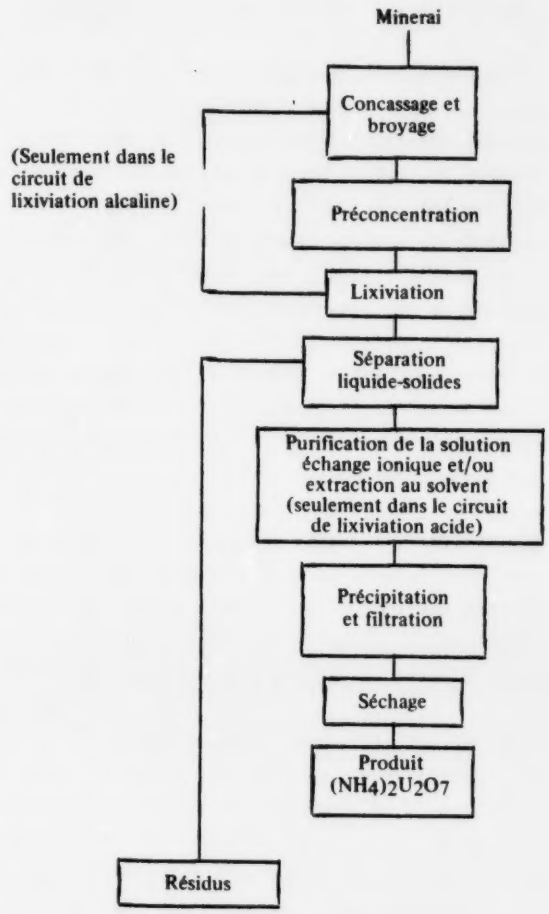


Fig. 14. Schéma de traitement des minéraux d'uranium

La figure 14 représente le schéma de traitement général d'une usine de traitement de l'uranium. Le minerai est d'abord concassé et broyé dans des broyeurs à barres ou à boulets, ou par broyage semi-autogène. On peut enrichir le minerai concassé par triage électronique afin d'éliminer autant de gangue que possible avant de poursuivre le traitement. La préconcentration peut être utile dans le cas de certains minerais. La lixiviation du minerai broyé, jusqu'à l'obtention d'environ 55 % de solides, est réalisée par lixiviation acide en milieu oxydant à la pression atomosphérique dans des cuves Pachuca ou agitateurs avec élévateurs à air (4,5,6,9,13). À l'Agnew Lake Mines, on procède par lixiviation bactérienne sur des amas proches de la surface (1,14). On a employé la lixiviation sous pression en milieu oxydant pour les minerais complexes de la Saskatchewan (7) et la lixiviation alcaline en milieu oxydant dans des cuves Pachuca à l'usine Beaverlodge de l'Eldorado nucléaire (2).

Après avoir réalisé la séparation liquide-solide par filtration, la décantation à contre-courant dans des épaississeurs de lavage et la clarification, on peut effectuer les étapes de purification et de récupération de l'uranium du filtrat. Dans le circuit de traitement alcalin, l'uranium est précipité à l'aide de soude caustique, filtré, séché et purifié par échange ionique (3,4,5,6,9,13); ainsi, l'uranium est enrichi avant que la solution concentrée soit précipitée à l'aide d'ammoniaque ou de magnésie pour que l'on puisse récupérer le produit sous forme de diuranate d'ammonium ou de magnésium. Dans d'autres usines, on emploie un procédé d'extraction au solvant pour produire l'uranium enrichi et purifié (7,8,10,13) que l'on récupère également sous forme d'un diuranate d'ammonium ou de magnésium. Ce "yellowcake" est filtré, séché et mis dans des contenants en vue de son expédition à un acheteur ou à la raffinerie de l'Eldorado Nucléaire située à Port Hope, où il est transformé en UO_3 et en UO_2 (15). Ces produits sont ensuite placés dans des tubes en Zircalloy sous forme de grappes de combustible destinées au réacteur nucléaire Candu (16,17).

Dans l'ensemble du processus de traitement, on récupère environ 92 % de l'uranium. Plusieurs ouvrages de l'AIEA (12) et autres (18,19) donnent une description détaillée des schémas de traitement en usine utilisés partout dans le monde.

Les déchets solides et liquides sont déversés sous forme d'une boue dans une aire de rétention des résidus. On fait précipiter le radium en ajoutant du chlorure de baryum (20-21), ce qui produit un effluent contenant moins de 10 pCi/L de Ra^{226}. À l'usine de la Madawaska, on

faisait précipiter le radium avant de le déverser sous forme de résidus, et l'on se servait d'une aire de rétention distincte (9). On retrouve environ 95-97 % du radium initial dans les résidus solides et 3-5 % en solution.

Au cours des années, on a obtenu, en plus de l'uranium, certains sous-produits. L'usine de Port Radium de l'Eldorado Nucléaire produisait à un certain moment un concentré de cobalt obtenu par gravité, qui était ensuite purifié et utilisé en thérapeutique. La Rio Algom produisait du thorium par traitement de la solution stérile en uranium, dont on continuait le raffinage au R.-U. (22). À une certaine époque, les usines d'Elliot Lake produisaient un concentré de terres rares en vrac obtenu également par traitement des solutions stériles en uranium (23). Ces sous-produits étaient vendus aux É.-U. CANMET a consacré beaucoup de travaux au début des années 70 au perfectionnement du schéma de traitement des terres rares (24). Les minerais complexes à forte teneur de la Saskatchewan, notamment de Key Lake et de Midwest Lake, renferment du nickel et de l'arsenic (7,10) qui pourraient éventuellement être récupérés sous forme de sous-produits d'une grande valeur. À l'heure actuelle, le thorium n'est pas en demande, mais l'objectif à long terme en matière de cycle de combustible comprend l'utilisation de ce produit (25). Même les quantités d'oxyde de thorium destinées à la recherche sur le cycle de combustible doivent en ce moment être importées (25). À long terme, le Canada pourra probablement récupérer du thorium d'une grande pureté à partir des solutions stériles d'Elliot Lake. CANMET a effectué certains travaux dans ce domaine (26). Les terres rares sont de plus en plus utilisées dans les luminophores pour téléviseurs, les céramiques, le verre au plomb et le verre ordinaire, et on s'en sert maintenant comme réacteurs catalytiques dans les automobiles. Le Canada pourrait, moyennant certains efforts et dépenses au sein de son industrie, produire, à partir des solutions stériles en uranium d'Elliot Lake, toutes les terres rares ainsi que l'yttrium. À l'heure actuelle, le thorium, l'yttrium et les terres rares sont rejetés dans la solution stérile qui est évacuée sous forme de résidus.

PROBLÈMES

Les méthodes générales de traitement dans les mines d'uranium canadiennes n'ont pas beaucoup changé au cours des 30 dernières années, depuis qu'elles ont été mises au point par CANMET. Il reste cependant certains problèmes à résoudre. Le principal a trait à la santé et à la sécurité des travailleurs et de la collectivité ainsi qu'à la protection de l'environnement (27,28,29). En raison de la nature du procédé, dans lequel la lixiviation est faite à l'aide d'H_2SO_4, on retrouve 95 % ou plus des radionucléides dans les résidus. Le Ra^{226} se solubilise lentement pendant l'oxydation et la météorisation des résidus à l'air et en présence de bactéries; il se dégage ainsi lentement. La substance solubilisée doit être traitée avec du chlorure de baryum pour faire précipiter le $RaBaSO_4$. La production d'acide sulfurique par oxydation de la pyrite et la lixiviation résultante des autres métaux dans les résidus complique également le problème des résidus. La formation, à partir de résidus secs, de poussières qui contiennent des émanations de radon, est souvent dominante. L'addition d'une couverture végétale et la stabilisation des résidus en vue d'empêcher la formation de poussières et l'infiltration d'eau deviennent donc importantes. La gestion des résidus est donc actuellement onéreuse. Le déclassement des mines et usines fermées est également très onéreux (30).

En raison des perfectionnements apportés à la technologie des terres rares et, dans une certaine mesure, à celle de l'uranium dans d'autres pays, il pourrait devenir plus difficile pour les usines canadiennes de rester compétitives. La Chine, par exemple, possède les plus grandes réserves mondiales connues en minéraux de terres rares, et elle a actuellement les capacités techniques requises pour produire des terres rares particulières d'une grande pureté (31). Elle consacre également beaucoup d'efforts à l'utilisation finale de ces produits (31).

Dans l'industrie de l'uranium, comme dans la plupart des industries minières canadiennes, l'activité est concentrée dans des régions reculées. Il y a par conséquent un fort roulement de

la main-d'oeuvre. À quelques-unes des usines, notamment à l'usine de Cluff Lake de la société Amok et à l'usine de Rabbit Lake de la société Gulf, on offre aux travailleurs un service de transport aérien à chaque changement d'équipe. Cette mesure a entraîné une réduction réelle du taux de roulement de la main-d'oeuvre, qui est plus faible que celui des autres mines situées aux mêmes latitudes (32).

R ET D ACTUELS

La recherche et le développement actuels portant sur le perfectionnement des techniques classiques sont faits par le gouvernement fédéral (CANMET) et dans une faible proportion, par des organismes de recherche effectuant des travaux sur commande, comme la Lakefield Research, le Saskatchewan Research Council et l'Ontario Research Foundation. Des travaux de recherche sont également effectués dans les universités suivantes: Ottawa, Carleton, Saskatchewan, Waterloo et McMaster. On trouve à l'annexe 1 une liste des projets de recherche récents subventionnés par le gouvernement fédéral. Les travaux destinés à mettre au point une nouvelle technologie de rechange sont effectués principalement à CANMET, où l'on étudie actuellement une technologie fondée sur l'utilisation de chlorure (33,34). Les principaux objectifs de ces travaux de recherche (35) sont la solubilisation des radionucléides en vue de leur isolation subséquente dans l'usine, l'évacuation de résidus qui ne sont pas néfastes pour l'environnement et une plus grande récupération de l'uranium et des sous-produits.

LACUNES ET DÉFIS

Comme il a été mentionné précédemment, le schéma de traitement général de l'uranium n'a subi que de très légères modifications depuis une trentaine d'années. Cependant, il y a encore des secteurs où le perfectionnement du procédé unitaire pourrait se traduire par une diminution des frais d'investissement et d'exploitation, une diminution de la consommation d'énergie et une plus grande récupération de l'uranium et des sous-produits. Il y a lieu également de perfectionner la technologie concernant les résidus.

Voici certaines étapes du schéma de traitement de l'uranium qui semblent présenter des lacunes techniques et pour lesquelles il est nécessaire d'apporter des améliorations afin de faciliter le traitement.

PRÉCONCENTRATION

On devrait considérer la possibilité de fabriquer, par des procédés physiques (flottation, séparation magnétique), un concentré d'uranium qui peut ensuite être soumis à la lixiviation et la possibilité d'obtenir un résidu dont le niveau de radioactivité est assez faible pour qu'il puisse être stocké à long terme sans danger. Cependant, pour qu'une telle formule soit techniquement et financièrement réalisable, il faut que les caractéristiques minéralogiques du minerai soient telles que l'on puisse concentrer 95 % de l'uranium dans moins de 15 % du poids. Cette condition n'est pas remplie dans la région d'Elliot Lake où les techniques de concentration connues ont permis d'atteindre la récupération requise mais dans le double environ du poids désiré (36,46).

LIXIVIATION

Il faut effectuer d'autres travaux sur l'utilisation des oxydants afin d'accroître les vitesses de réaction et d'obtenir une lixiviation plus complète de l'uranium (37). Il faut également optimiser le procédé de lixiviation à contre-courant. Dans la lixiviation sous pression des résidus d'uranium, il peut y avoir production de résidus qui seraient éventuellement moins sensibles à la météorisation. Ce problème existe dans le traitement des minerais arsenicaux de la Saskatchewan (7). Pendant la lixiviation dans l'acide sulfurique, les radionucléides peuvent être initialement dissous, mais on constate qu'ils sont précipités sur les particules de la gangue. Par conséquent, après la lixiviation, seulement quelque 3-5 % du Ra^{226} contenu initialement dans le minerai sont solubilisés. Il faut trouver un moyen pour accroître la solubilisation du Ra^{226},

en présence d'une concentration relativement élevée de sulfate, pendant la lixiviation, peut-être par complexation.

SÉPARATION LIQUIDE-SOLIDE

Les coûts en réactifs et en énergie et les frais d'investissement liés à l'étape de la séparation liquide-solide sont élevés (13). La production de meilleurs agents tensio-actifs et d'équipement plus perfectionné pourrait permettre de réduire à la fois la superficie des usines et les frais en équipement. La réduction des pertes par dissolution d'uranium dans le gâteau de filtration est également possible. Comme exemples des réalisations récentes permettant d'optimiser cette étape du procédé, mentionnons les épaississeurs de grande capacité et les filtres à bande.

PURIFICATION DE LA SOLUTION

Les méthodes classiques de purification ou de précipitation directe reposent sur l'échange d'ions ou l'extraction au solvant (13). Pour l'échange d'ions, on avait l'habitude d'utiliser un lit fixe ou un lit mobile, mais aujourd'hui l'échange d'ions en continu semble être le procédé le plus efficace et le plus économique (14,38,39). Deux procédés canadiens ont été proposés, celui de Himsley (40) qui a été appliqué à l'échelle réelle, et celui de CANMET (38,39), dont les essais sur une installation pilote ont été concluants. Partout dans le monde, on installe maintenant des colonnes de Himsley dans les usines. Au Canada, on en trouve une à Agnew Lake (14), et l'on se propose d'en installer une à l'usine de Stanleigh de la Rio Algom (41). La colonne échangeuse d'ions en continu NIMCIX a été mise au point dans la République sud-africaine par le National Institute of Metallurgy et elle est utilisée dans plusieurs usines de ce pays. La production d'une résine ayant une plus grande masse volumique et des applications plus spécifiques permettra d'obtenir un "yellowcake" de meilleure qualité à l'usine. La Sentrachem a mis au point en République sud-africaine une résine présentant de telles caractéristiques.

Des modifications ont également été apportées au procédé d'extraction au solvant et à l'équipement utilisé. D'autres améliorations du matériel et du procédé pourraient permettre de réduire les pertes de solvant par entraînement dans les émulsions et la boue (42,43). Il serait avantageux de mieux comprendre les caractéristiques d'extraction qui permettraient d'obtenir à l'usine un produit de plus haute qualité.

Certaines usines combinent l'échange d'ions et l'extraction au solvant. Le procédé Eluex (14) et le procédé Purlex (44) sont des exemples de ces combinaisons. On réalisera des progrès appréciables par l'amélioration des procédés d'échange d'ions et d'extraction au solvant qui entrent en jeu.

Comme il a été mentionné précédemment, l'étape de la séparation liquide-solide est onéreuse. On pourrait éliminer cette étape avant la récupération de l'uranium en traitant la boue directement en vue de la récupération de l'uranium. On réaliserait ainsi des économies importantes (45). Le Canada et d'autres pays ont fait avancer de façon appréciable les techniques de solvants-en-pulpe et d'extraction par échange d'ions-en-pulpe, destinés à faire baisser le coût de la récupération de l'uranium à partir de la solution. Cependant, il est possible d'aller beaucoup plus loin dans ce domaine et on se doit de le faire (31).

PRÉCIPITATION, FILTRATION ET SÉCHAGE

La précipitation du "yellowcake" et sa filtration et son séchage ultérieurs posent souvent un problème parce qu'on ne comprend pas bien les phénomènes scientifiques qui sont à l'origine des difficultés rencontrées. La recherche dans ce domaine pourra conduire à une plus grande efficacité. Les méthodes classiques de précipitation de l'uranium à partir des solutions de lixiviation sont basées sur l'utilisation d'ammoniaque, de magnésie ou de soude caustique et de peroxyde. Une meilleure compréhension des possibilités offertes par un procédé différent de précipitation permettant de produire de l'UO_3 ou de l'UO_2 de qualité nucléaire à l'usine pourrait se traduire par une réduction des coûts de traitement. La production d'un précipité d'uranium séchable à une température inférieure à

la température élevée requise actuellement dans le procédé classique entraînerait une réduction de la consommation d'énergie.

RÉCUPÉRATION DES SOUS-PRODUITS

À une certaine époque, on a fabriqué des produits en vrac de thorium ou de terres rares, mais pour que l'industrie canadienne puisse concurrencer d'autres pays dans ce domaine, il faut intensifier la recherche afin de fabriquer des composés d'une grande pureté. En plus, il y a d'autres sous-produits, comme l'arsenic et le nickel, que l'on trouve dans les usines du nord de la Saskatchewan. Étant donné que ces constituants sont normalement dissous dans le processus de lixiviation, l'optimisation des conditions de lixiviation permettrait d'obtenir une dissolution maximale des sous-produits. Comme ceux-ci ne coûtent pratiquement rien aux usines de traitement, la possibilité de les isoler en vue de récupérer des composés de grande pureté devrait inciter les exploitants à mettre au point des techniques de récupération des sous-produits et à envisager des utilisations finales. Cependant, dans tout procédé de récupération des sous-produits du traitement du minerai d'uranium, il faudra tenir compte de la nécessité d'éliminer les sources de radiation qu'ils contiennent.

RÉSIDUS

D'importants travaux de recherche ont été faits sur la migration, à travers les résidus d'uranium, des radionucléides et d'autres consitituants. Cependant, il reste beaucoup de travail à accomplir pour déterminer les conditions optimales des emplacements de stockage des résidus. La méthode d'évacuation des résidus peut avoir un effet important sur la réduction de l'infiltration. Le Programme national de R et D sur les résidus d'uranium, que l'on vient de présenter, portera sur les nombreux aspects des résidus d'uranium et de leur gestion.

ANALYSES

Il serait pratique de disposer de méthodes d'analyse plus rapides applicables aux activités de traitement du minerai d'uranium, particulièrement de méthodes permettant de déterminer la présence de radionucléides.

RÉFÉRENCES

1. "L'uranium au Canada - Évaluation en 1980 de l'offre et des besoins"; Énergie, Mines et Ressources Canada; Rapport EP 81-3; septembre 1981.

2. "The Eldorado Beaverlodge Operation"; Can Min J 81:6:75-149; juin 1960.

3. "The Gunnar Story"; Can Min J 84:7:49-110; juillet 1963.

4. "Mining, metallurgy and geology in the Algoma uranium area"; préparé pour le sixième congrès du Commonwealth sur les mines et la métallurgie; septembre 1957.

5. Canadian Mining Journal 77:6:123-151; juin 1956. (Revue complète de l'industrie de l'uranium au Canada).

6. "Biocroft Uranium Mines"; Can Min J 78:8:104-106; août 1957.

7. "The Key Lake Project"; Présentation à la Conférence des métallurgistes; août 1980.

8. Moorish, A. "The future of the Rabbit Lake mill of Gulf Minerals Canada Limited"; Présenté à la réunion annuelle de 1981 du Comité de la métallurgie des producteurs d'uranium canadiens; Saskatchewan; mai 1981.

9. Kresin, P. et Rollwagen, D. "Milling practice at Madawaska Mines Limited"; Présenté à la réunion annuelle du Comité de la métallurgie des producteurs d'uranium canadiens; Ottawa; mai 1980.

10. Melis, L. "Midwest project - Canada wide mines"; Présenté à la réunion annuelle de 1981 du Comité de la métallurgie des produc-

teurs d'uranium canadiens; Saskatoon; mai 1981.

11. Steacy, H. et Kaiman, S. "Uranium minerals in Canada: their description, identification and field guides". From "Uranium deposits, their mineralogy and origin"; Short Course Handbook; No. 3; l'Association minéralogique du Canada; 1978.

12. "Significance of mineralogy in the development of flowsheets for processing uranium ores"; Agence internationale de l'énergie atomique; Vienne; 1980. Série de rapports techniques 196; 1980.

13. Gow, W.A. et Ritcey, G.M. "The treatment of Canadian uranium ores - a review"; CIM Bull; décembre 1969.

14. Heymann, L. "Metallurgical aspects of the operation at Agnew Lake Mines Limited"; Actes du Comité de la métallurgie des producteurs d'uranium canadiens; Ottawa; 1980.

15. Burger, J.C. et Jardine, J.M. Actes de la deuxième conférence internationale des Nations Unies sur les utilisations pacifiques de l'énergie atomique; Genève; 4:3; 1958.

16. Boucher, M.A. "Zirconium"; Revue annuelle; 1980; Publ. du ministère de l'Énergie, des Mines et des Ressources; Secteur de la politique minérale; Ottawa.

17. Aspin, N., Williams, R.M. et Dakers, R.G. "Canada's uranium future, based on forty years of development"; Mémoire IAEA-CN-41/142; Conférence internationale de l'AIEA sur l'expérience en matière de puissance nucléaire; Vienne; 1982.

18. Merritt, R.C. "The extractive metallurgy of uranium"; Publ. Colorado School of Mines Research Institute; 1971.

19. Ritcey, G.M. et Ashbrook, A.W. "Solvent extraction - principles and applications to process metallurgy, Part 2"; Publ. Elsevier Scientific Publishing Company; Amsterdam.

20. Roberston, J.A. "The control of radium and thorium in the uranium milling industry"; Tropical Report WIN-112; US Atomic Energy Commission; Rapport AT(49-6)-924; 1960.

21. "Aperçu de la politique nucléaire; document d'information" - Énergie, Mines et Ressources Canada; Rapport ER81-2E; 1981.

22. Vermeulen, L.W. "Recovery of thorium from uranium process solutions"; J Metals 18:22-25; 1966.

23. Ritcey, G.M. et Lucas, B.H. "Stagewise separation of uranium, thorium and the rare earths by liquid-liquid extraction"; TB 113; Direction des mines; Ministère de l'Énergie, des Mines et des Ressources Canada; 1969.

24. Lucas, B.H. et Ritcey, G.M. "Examination of a rare earth solvent extraction circuit for possible upgrading of the yttrium product"; CIM Bull; janvier 1975.

25. Communication personnelle envoyée à G.M. Ritcey par la CCEA.

26. Ritcey, G.M. et Lucas, B.H. "Co-extraction of uranium and thorium"; J Metals 39-44; avril 1972.

27. Commission d'enquête, protection de la santé et de l'environnement, exploitation des mines d'uranium. David V. Bates; président; ISBN 0-7718-8198-3.

28. Rapport final de la Commission d'enquête de Cluff Lake; monsieur le juge E.D. Bayda; président.

29. L'expansion des mines d'uranium dans la région d'Elliot Lake; D.S. Caverly; président.

30. Communication personnelle envoyée à G.M. Ritcey par l'Eldorado nucléaire.

31. Ritcey, G.M. "Rapport technique de la visite en Chine"; novembre 1981. Rapport de division MSL-INT 81-59; CANMET, Énergie, Mines et Ressources Canada; 1981.

32. Communication personnelle envoyée à G.M. Ritcey par la Gulf (Rabbit Lake).

33. Haque, K.E., Lucas, B.H. et Ritcey, G.M. "Hydrochloric acid leaching of an Elliot Lake uranium ore"; CIM Bull 141-146; julliet 1980.

34. Skeaff, J.M. et Laliberté, J.J. "Continuous high temperature chlorination of uranium ores"; présenté à la réunion de l'AIChE; (Oregon); août 1980; Rapport de division ERP/MSL 80-48(OP); CANMET, Énergie, Mines et Ressources Canada; 1980.

35. Ritcey, G.M. "CANMET research pertaining to Ra266"; dans les Actes de l'atelier sur le radium 226; Ottawa; octobre 1977.

36. Raicevic, D. "Decontamination of Elliot Lake uranium tailings"; CIM Bull; août 1979.

37. Haque, K.E. et Ritcey, G.M. "Comparison of oxidants for the leaching of uranium ores in sulphuric acid"; CIM Bull; mai 1982.

38. Slater, M.J., Lucas, B.H. et Ritcey, G.M. "Use of continuous ion exchange for removal of environmental contaminants from waste streams"; CIM Bull; août 1978.

39. Lucas, B.H., Lakshmann, V.I., Johncox, B.A. et Slater, M.J. "Treatment of Beaverlodge uranium mine water by single stage deep fluidized bed continuous ion exchange"; présenté à la 74^{e} réunion annuelle de l'AIChE; Nouvelle-Orléans; 1981.

40. Himsley, A. et Farkas, E.J. "Operating and design details of a truly continuous ion-exchange system"; dans "Theory and practice of ion exchange"; Cambridge; Soc-Chem. Ind.; juillet 1976.

41. Hester, K.D. "Rio Algom process modifications"; Actes du Comité de la métallurgie des producteurs d'uranium canadiens; Ottawa; mai 1980.

42. Ritcey, G.M. "Crud in solvent extraction processing - A review of causes and treatment"; Hydrometall 5:97-107; 1980.

43. Ritcey, G.M. "Crud in uranium solvent extraction"; mémoire présenté au 14^{e} Congrès international sur le traitement des minéraux; Toronto; octobre 1982.

44. Tunley, T.H. et Faure, A. "The Purlex process"; mémoire présenté à la réunion annuelle de l'AIME; février 1969.

45. Ritcey, G.M., Slater, M.J. et Lucas, B.H. "A comparison of the processing and economics of uranium recovery from leach slurries by continuous ion exchange and solvent extraction"; Proc Int Hydrometall Symp; AIME; Chicago; 417-474; février 1973.

APPENDICE - RÉPERTOIRE DES RECHERCHES APPUYÉES PAR LE GOUVERNEMENT FÉDÉRAL ENTREPRISES AUX UNIVERSITÉS

1980-1981

Étude sur le terrain des paramètres d'émanation de radon à partir de remblais de mines contenant des résidus provenant d'usines d'uranium; Archibald, J.F.; Wilson, E.G.; Génie minier; Université Queen's, Kingston (Ont.); Énergie, Mines et Ressources; 8 000 $

Extraction et récupération de l'uranium au moyen d'une éponge en mousse de polyuréthane à cellules

ouvertes (OCPUFS); Gesser, H.D.; Chimie; Université du Manitoba, Winnipeg (Man.); 9 500 $

Études hydrogéologiques, hydrogéochimiques et études sur modèles de la migration dans les eaux souterraines de contaminants provenant de déchets de roches à une mine d'uranium abandonnée près de Bancroft (Ontario); Gillham, R.W.; Cherry, J.A.; Sciences de la Terre; Université de Waterloo (Ont.); Commission de contrôle de l'énergie atomique; 12 154 $

Traitement des effluents produits par l'exploitation des mines d'uranium; Huck, P.M.; Génie des systèmes; Université de Régina (Sask.); Conseil de recherches en sciences naturelles et en génie; 7 500 $

Utilisation de composés oragnophosphoreux comme agents d'extraction de l'uranium et du thorium; Janzen, A.F.; Chimie; Université du Manitoba, Winnipeg (Man.); Conseil de recherches en sciences naturelles et en génie; 16 470 $

Désulfuration de gaz à température élevée à l'aide de concentrés minéraux de terres rares; Kay, D.A.R.; professeur, Métallurgie/Science des matériaux; Université McMaster, Hamilton (Ont.); Énergie, Mines et Ressources; 13 000 $

1. Évaluation de la distribution de l'uranium dans l'eau et les sédiments des lacs. 2. Minéralogie, pétrologie et teneur en sulfure des gabbros en couches dans la région de Lynn Lake. 3. Migration et dépôt de l'uranium à l'intérieur de la formation Athabasca; Parslow, G.R.; Sciences géologiques; Université de Régina (Sask.); Conseil de recherches en sciences naturelles et en génie; 9 091 $

Minéralogie, pétrologie, géochimie et métallogénie de certaines occurences d'uranium au Québec; Perrault, G.; Cameron-Schimann, M.; Technologie des minéraux, École polytechnique, Montréal (Qué.); Énergie, Mines et Ressources; 4 500 $

1979-1980

Application de fibres imprégnées au prélèvement et à l'évacuation du radium contenu dans les effluents de mines d'uranium; Bland, C.J.; Physique; Université de Calgary (Alb.); Énergie, Mines et Ressources; 10 000 $

Études hydrogéologiques, hydrogéochimiques et études sur modèles de la migration dans les eaux souterraines de contaminants provenant de déchets de roches à une mine d'uranium abandonnée près de Bancroft (Ontario). Pour le compte de la CCEA; Gillham, R.W.; Cherry, J.A.; Sciences de la Terre: Université de Waterloo (Ont.); Approvisionnements et Services Canada; 55 535 $

Géochimie des isotopes stables (O, C, S, H) de la minéralisation de l'uranium; Morton, R.D.; Muehlenbachs, K.; Hattori, K.; Géologie; Université de l'Alberta; Edmonton (Alb.); Énergie, Mines et Ressources; 12 000 $

Minéralogie, pétrologie, géochimie et métallogénie de certaines occurences d'uranium au Québec; Perrault, G.; Technologie des minéraux; École polytechnique, Montréal (Qué.); Énergie, Mines et Ressources; 3 000 $

Évaluation quantitative des concentrations d'hydrocarbures aromatiques polynucléaires dans les mines d'uranium. Pour le compte d'EMR; Westaway, K.; Chimie; Université Laurentienne de Sudbury (Ont.); Approvisionnements et Services Canada; 31 418 $

Extraction et récupération de l'uranium au moyen d'une éponge en mousse de polyuréthane à cellules ouvertes (OCPUFS); Gesser, H.D.; Chimie; Université du Manitoba, Winnipeg (Man.); Énergie, Mines et Ressources; 8 000 $

Utilisation de composés organophosphoreux comme agents d'extraction de l'uranium et du thorium; Janzen, A.F.; Chimie; Université du Manitoba, Winnipeg (Man.); Conseil de recherches en sciences naturelles et en génie; 15 000 $

1. Évaluation de la distribution de l'uranium dans l'eau et les sédiments des lacs. 2. Minéralogie, pétrologie et teneur en sulfure des gabbros en couches dans la région de Lynn Lake. 3. Migration et dépôt de l'uranium à l'intérieur de la formation Athabasca; Parslow, G.R.; Sciences géologiques; Université de Régina (Sask.); Conseil de recherches en sciences naturelles et en génie; 8 280 $

Évaluation quantitative des concentrations d'hydrocarbures aromatiques polynucléaires dans les mines d'uranium; Westway, K.; Chimie; Université Laurentienne de Sudbury (Ont.); Énergie, Mines et Ressources; 31 418 $

1978-1979

Application de fibres imprégnées au prélèvement et à l'évacuation du radium contenu dans des effluents de mines d'uranium; Bland, C.J.; Physique; Université de Calgary (Alb.); Énergie, Mines et Ressources; 10 000 $

Fractions d'isotopes d'oxygène obtenues par fractionnement et thermomètres géologiques parmi les minéraux des gisements d'uranium; Morton, R.D.; Muehlenbachs, K.; Géologie; Université de l'Alberta, Edmonton (Alb.); Énergie, Mines et Ressources; 8 000 $

1. Évaluation de la distribution de l'uranium dans l'eau et les sédiments des lacs. 2. Minéralogie, pétrologie et teneur en sulfure des gabbros en couches dans la région de Lynn Lake. 3. Migration et dépôt de l'uranium à l'intérieur de la formation Athabasca; Parslow, G.R.; Sciences géologiques; Université de Régina (Sask.); Conseil de recherches en sciences naturelles et en génie; 8 000 $

1977-1978

Évaluation de la teneur en radium des effluents provenant de mines d'uranium et méthodes d'évacuation de ce radium; Bland, C.J.; Physique; Université de Calgary (Alb.); Énergie, Mines et Ressources; 10 000 $

1. Évaluation de la distribution de l'uranium dans l'eau et les sédiments des lacs. 2. Minéralogie, pétrologie et teneur en sulfure des gabbros en couches dans la région de Lynn Lake. 3. Migration et dépôt de l'uranium à l'intérieur de la formation Athabasca; Parslow, G.R.; Sciences géologiques; Université de Régina (Sask.); Conseil national de recherches du Canada; 7 150 $

Distribution de l'uranium dans des minéraux provenant de quelques gisements de minerais; Zentilli, M.; Géologie; Université Dalhousie, Halifax (N.-É.); Énergie, Mines et Ressources; 5 000 $

1976-1977

1. Évaluation de la distribution de l'uranium dans l'eau et les sédiments des lacs. 2. Minéralogie, pétrologie et teneur en sulfure des gabbros en couches dans la région de Lynn Lake. 3. Migration et dépôt de l'uranium à l'intérieur de la formation Athabasca; Parslow, G.R.; Sciences géologiques; Université de Régina (Sask.); Conseil national de recherches du Canada; 5 000 $

Distribution de l'uranium dans les minéraux provenant de quelques gisements de minerais; Zentilli, M.; Géologie; Université Dalhousie, Halifax (N.-É.); Énergie, Mines et Ressources; 9 500 $

1975-1976

Étude minéralogique de substances uranifères provenant de la région d'Elliot Lake-Blind River (Ontario); Berry, L.G.; Theis, M.J.; Sciences géologiques; Université Queen's, Kingston (Ont.); Énergie, Mines et Ressources; 7 000 $

Fractions d'isotopes d'oxygène obtenues par fractionnement et thermomètres géologiques parmi les minéraux des gisements d'uranium; Morton, R.D.; Muehlenbachs, K.; Géologie; Université de l'Al-

berta, Edmonton (Alb.); Énergie, Mines et Ressources; 5 500 $

1974-1975

Études de la structure cristalline de minéraux, étude minéralogique et sédimentologique de minéraux uranifères de la région d'Elliot Lake-Blind River (Ontario); Berry, L.G.; Sciences géologiques; Université Queen's, Kingston (Ont.); Conseil national de recherches du Canada; 7 900 $

Étude minéralogique de substances uranifères provenant de la région d'Elliot Lake-Blind River (Ontario); Berry, L.G.; Theis, M.J.; Sciences géologiques; Université Queen's, Kingston (Ont.); Énergie, Mines et Ressources; 6 500 $

Étude des sources de radon dans les mines d'uranium canadiennes et de leurs effets sur les méthodes et les coûts d'exploitation minière; Thompkins, R.W.; Génie minier; Université Queen's, Kingston (Ont.); Conseil national de recherches du Canada; 5 000 $

1973-1974

Étude des sources de radon dans les mines d'uranium canadiennes et de leurs effets sur les méthodes et les coûts d'exploitation minière; Thompkins, R.W.; Génie minier; Université Queen's, Kingston (Ont.); Conseil national de recherches du Canada; 5 000 $

1972-1973

Suite de l'étude sur les paramètres physiques ayant un effet sur l'émanation de radon dans les mines d'uranium, orientée particulièrement sur les discordances géologiques et les tensions dans les roches; Thompkins, R.W.; Génie minier; Université Queen's, Kingston (Ont.); Conseil national de recherches du Canada; 5 750 $

Étude des sources de radon dans les mines d'uranium canadiennes et de leurs effets sur les méthodes et les coûts d'exploitation minière; Thompkins, R.W.; Génie minier; Université Queen's, Kingston (Ont.); Conseil national de recherches du Canada; 5 000 $

1971-1972

Étude des sources de radon dans les mines d'uranium canadiennes et de leurs effets sur les méthodes et les coûts d'exploitation minière; Thompkins, R.W.; Génie minier; Université Queen's, Kingston (Ont.); Conseil national de recherches du Canada; 4 000 $

Taux d'émanation de radon dans les mines d'uranium; Thompkins, R.W.; Génie minier; Université Queen's, Kingston (Ont.); Direction des mines (EMR); 4 500 $

Étude, à l'aide d'une microsonde électronique, des minéraux contenant des terres rares et provenant de complexes de roche alcaline; Watkinson, D.H.; Géologie; Université Carleton, Ottawa (Ont.); Commission géologique du Canada (EMR); 1 255 $

CHARBON

DESCRIPTION GÉNÉRALE DE L'INDUSTRIE

En 1980, le Canada a produit environ 36 millions de tonnes de charbon, dont seize millions étaient des charbons subbitumineux de l'Alberta et des lignites de la Saskatchewan produits en exploitation intégrée à côté de centrales thermiques, où la préparation des charbons se limitait au criblage et au broyage avant la pulvérisation en vue de la combustion. Le reste de la production nationale, soit 20 millions de tonnes, était du charbon bitumineux de qualités métallurgique et thermique, destiné aux marchés d'exportation et au commerce interprovincial. Essentiellement toute cette production consistait en charbon traité (lavé), production de dix (10) laveries situées à l'emplacement des mines en Alberta, en Colombie-Britannique et en Nouvelle-Écosse. La capacité totale en place de ces exploitations a atteint approximativement 6 000 tonnes de charbon brut par heure.

Si l'on établit les chiffres sans égard à la qualité du charbon, l'Alberta a été le principal producteur, suivi de la Colombie-Britannique, de la Nouvelle-Écosse, de la Saskatchewan et du Nouveau-Brunswick. De la valeur totale de la production, évaluée à 1 100 millions de dollars, 867 millions représentent les exportations, principalement au Japon, de producteurs de charbon bitumineux de cokéfaction de la Colombie-Britannique et de l'Alberta.

Deux mines de charbon métallurgique ont cessé toute exploitation en Alberta, en 1980, en raison de difficultés économiques et de problèmes de mise en marché découlant en partie du déclin des réserves. Ces fermetures ont diminué la capacité en place de lavage d'environ 700 tonnes par heure. Toutefois, de nouvelles installations actuellement en construction devraient accroître cette capacité d'environ une fois et demie de sorte qu'elle atteindra environ 9 000 tonnes par heure (30 millions de tonnes par année) d'ici à 1985. Vers l'an 2000, les besoins projetés devraient être le triple ou le quintuple de la capacité de 1980, soit entre 18 000 et 30 000 tonnes par heure de plus de capacité en place.

TECHNOLOGIE ACTUELLE

La préparation des charbons a pour objet d'en augmenter la récupération et la valeur en réduisant leur teneur en cendres, en soufre et en eau, et de trier le charbon selon sa granulométrie. De nouvelles réalisations de la technologie de la préparation qui sont maintenant en place sont tant la conséquence des besoins du client fondés sur les techniques d'utilisation existantes que l'effet direct d'une certaine utilisation accrue des techniques d'abattage mécanisé et de l'élaboration de règlements stricts visant la protection de l'environnement.

Le lavage du charbon consiste essentiellement à haver et à cribler le charbon brut, à le soumettre à la séparation pour en retirer les éléments indésirables, à le déshydrater, à l'assécher par voie thermique, à épurer l'eau de lavage afin d'en récupérer les matières pouvant être réutilisées, lorsqu'il y a lieu, et à éliminer les résidus. Au Canada, approximativement 88 % de la production des mines de charbon bitumineux ont été lavés au moyen de procédés de séparation fondés sur les différences de masse volumique entre le charbon et les cendres. La sélection du procédé se fait généralement en fonction de la rentabilité d'exploitation, compte tenu des spécifications du produit, des caractéristiques du charbon brut, du tonnage et des limites connues du procédé. La restriction la plus courante des procédés fondés sur la masse volumique est la chute rapide d'efficacité, proportionnellement à la diminution de la taille des particules en deçà de 0,5 mm. C'est pourquoi les procédés qui affectuent la séparation selon les différences de propriétés superficielles des particules fines, par

Tableau 14 - Capacités en place d'épuration au moyen des procédés utilisés dans les laveries canadiennes (1980)

Méthode de nettoyage	Capacités (en millions de tonnes par heure)			Pourcentage		
	Ouest canadien	Maritimes	Total	Ouest canadien	Maritimes	Total
Cyclone à milieu*	2124	476	2600	34,5	7,7	42,2
Cyclone à l'eau uniquement*	1141	27	1168	18,5	0,4	18,9
Réservoir à milieu dense*	736	-	736	12,0	-	12,0
Lavoir à secousses*	718	27	745	11,7	0,4	12,1
Flottation	560	204	764	9,1	3,3	12,4
Table*	145	-	145	2,4	-	2,4
TOTAL	5424	734	6158	88,2	11,8	100,0

*Procédé de séparation par ordre de densité.

exemple la flottation par la mousse, sont habituellement utilisés pour les particules les plus fines. Ainsi, les 12 % restants de la production de charbon des mines ont été soumis à la flottation par la mousse.

PROCÉDÉS DE LAVAGE DU CHARBON

Une distinction est faite entre les procédés de traitement du charbon à gros grains et les procédés de traitement des fines de charbon, la limite les séparant étant habituellement fixée à 0,5 mm. Les lavoirs de charbon à gros grains effectuent tous la séparation en fonction des différences de masse volumique de particules dont la taille varie entre 127 et 0,5 mm. Ils comprennent la table à secousses, le réservoir à milieu dense, le cyclone à milieu dense et le cyclone à l'eau et réalisent environ 68 % de la quantité annuelle totale de produits traités dans les laveries canadiennes (tableau 14). Les lavoirs de fines de charbon qui comprennent le cyclone à l'eau, la table de concentration et les appareils de flottation sont utilisés pour le reste de la production. Chacun des procédés est décrit ci-après.

ÉPURATION DU CHARBON À GROS GRAINS

Il existe deux grands types d'équipement d'épuration du charbon dont le grain varie entre 127 et 10 mm.

La table à secousses

Un lit de charbon non traité dans un bain d'eau est stratifié au moyen d'une série périodique de secousses telles que les particules plus légères de charbon flottent à la surface tandis que les particules de cendres plus lourdes sont précipitées au fond, tel qu'illustré à la figure 15.

Ces tables sont habituellement peu coûteuses, elles ont un rendement allant de moyen à élevé et elles servent surtout à épurer les charbons thermiques. La capacité canadienne en place est représentée par quatre usines et fournit 10 % (47 millions de dollars) de notre

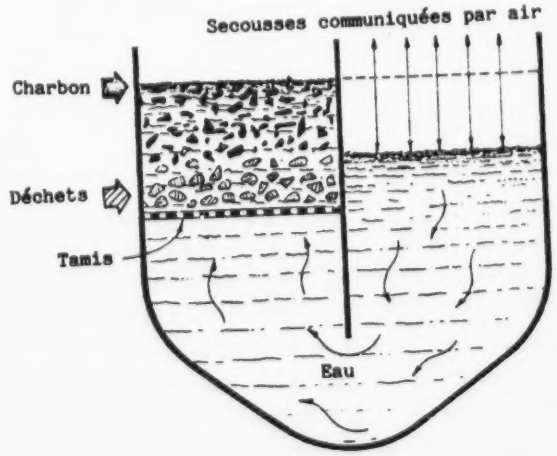


Fig. 15. Coupe d'une table à secousse

production de charbon propre. Les pertes de résidus de ces unités sont évaluées à 0,33 % du produit (156 000 $).

Le réservoir à milieu dense

Le charbon brut est immergé dans un "milieu dense" où il est épuré strictement en fonction de sa différence de densité relative. La densité relative du milieu -- habituellement de la magnétite très fine en suspension dans l'eau -- est réglée de telle façon que la matière ayant la masse volumique la plus élevée (la cendre) tombe au fond, d'où elle est retirée à titre de déchet. Le charbon propre s'écoule à la surface comme le montre la figure 16. La densité relative à laquelle la séparation s'effectue peut être réglée en changeant la concentration de magnétite de la boue. Ce procédé est extrêmement efficace pour le charbon à gros grains. La capacité canadienne en place de 735 tonnes par heure est consacrée à l'épuration du charbon métallurgique; elle représente 12 % de notre capacité en place, la valeur de la production s'établissant à environ 170 millions de dollars. Les pertes de résidus de ces unités représentent approximativement 1,6 % de la production, soit 2,8 millions de dollars par année.

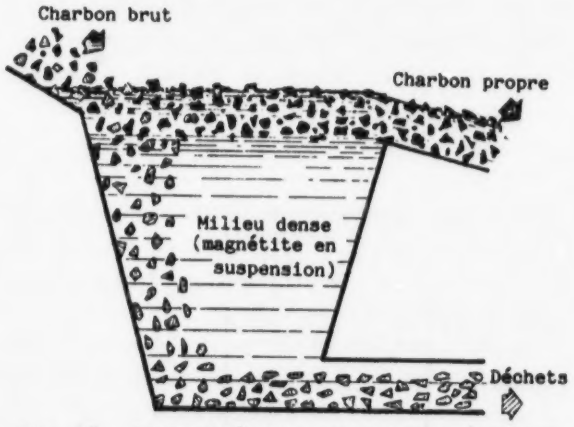


Fig. 16. Coupe schématique d'un bassin à milieu dense

ÉPURATION DU CHARBON À GRAIN DE TAILLE INTERMÉDIAIRE

L'éfficacité de la table à secousses et du réservoir à milieu dense décroît lorsque les grains du charbon atteignent la taille de 35 à 0,5 mm. Le cyclone à milieu dense ou le cyclone à eau est alors d'utilisation courante.

Le cyclone à milieu dense

Ces unités sont dérivées du réservoir à milieu dense; la séparation par gravité du charbon et des cendres est accélérée par les forces centrifuges du cyclone (fig. 17). Le tourbillon qui est au centre charrie des particules de faible densité à travers le cyclone tandis que la cendre de forte densité est acheminée vers le sommet du cône à titre de déchet. Cette séparation est beaucoup plus efficace que lorsque le réservoir à milieu dense lourd est utilisé seul. Les cyclones individuels peuvent traiter jusqu'à 100 tonnes par heure.

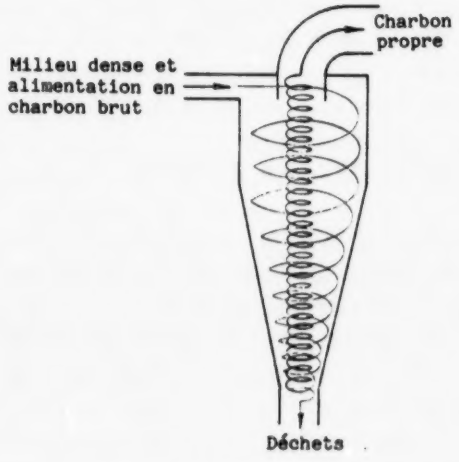


Fig. 17. Le cyclone à milieu dense

La capacité canadienne en place de cyclones à milieu dense est répartie uniformément sur les gisements de charbon de l'est et de l'ouest et elle se chiffre à 2 400 tonnes par heure. La plus grande partie de la préparation des charbons au Canada s'effectue de cette façon. La valeur annuelle estimative de produits traités est évaluée à 560 millions de dollars; les pertes en déchets représentent 0,23 % du produit et sont évaluées à 1,3 million de dollars par année.

Les cyclones à eau uniquement

Ces cyclones fonctionnent d'après les mêmes principes que les cyclones à milieu dense.

La séparation charbon-cendre est réglée au moyen de variations des paramètres de conception du cyclone et par la vitesse d'agitation de l'eau qui y circule. La séparation est peut-être moins efficace que celle du cyclone à milieu dense mais elle offre l'avantage de ne pas exiger la récupération du milieu séparateur.

Les cyclones à eau représentent 19 % de notre capacité en place d'épuration du charbon, la production cumulative s'établissant à 1 150 tonnes par heure. La valeur du charbon ainsi nettoyé est approximativement de 215 millions de dollars; les pertes de charbon à titre de déchets durant le procédé sont évaluées à 12 millions de dollars.

ÉPURATION DES FINES DE CHARBON

Lorsque les grains du charbon ont une taille de moins de 3 mm, l'efficacité du cyclone et de la table à secousses est piètre. Il devient alors nécessaire de séparer le charbon en fonction de ses propriétés plutôt qu'en fonction de sa densité relative si les cendres doivent être enlevées pour obtenir un charbon de qualité commercialisable.

La table de concentration et la cellule de flottation par la mousse sont alors d'utilisation courante.

La table de concentration

Il s'agit d'une table cannelée et inclinée qui oscille horizontalement. Le charbon est charrié vers le bas de la pente, au-dessus des cannelures, au moyen d'un jet d'eau de faible vitesse. La conjugaison du mouvement vers le bas, dû à l'eau de lavage, et du mouvement latéral dû aux oscillations entraîne une séparation du charbon propre à la base de la pente, les déchets de cendres circulant dans les cannelures à mouvement alternatif vers le bout de la table.

Ces unités sont généralement peu coûteuses et plus efficaces que les cyclones à eau pour le lavage des fines de charbon. La capacité canadienne se limite à une usine d'une capacité de 145 tonnes par heure. Sa production est évaluée à 34 millions de dollars par année; les déchets contiennent beaucoup de charbon (20 %), les pertes étant évaluées à 6 millions de dollars.

Cellule de flottation

La cellule fait appel aux caractéristiques superficielles des fines de charbon qui leur permettent de s'agglutiner aux bulles d'air circulant dans une boue de charbon. Les particules de cendre, par contre, n'ont pas cette caractéristique et, par conséquent, ne s'agglutinent pas aux bulles d'air. Une "mousse" de charbon propre se forme donc à la surface de la cellule, les déchets constitués de cendre étant déchargés à la base. Cette technique ne peut servir que pour les charbons dont les grains sont inférieurs à 0,5 mm; les installations sont coûteuses et elles ont habituellement une faible capacité. Par ailleurs, le rendement peut varier selon les caractéristiques chimiques de la surface du charbon (fig. 18).

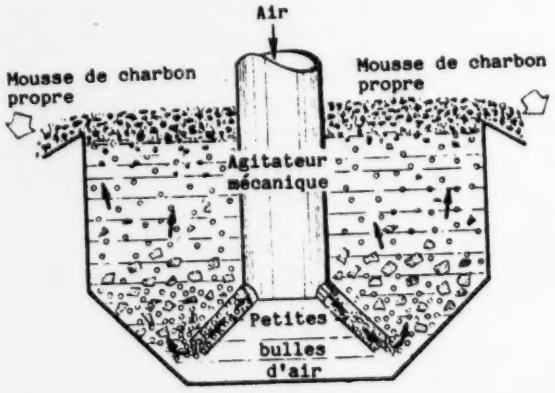


Fig. 18. Cellule de flottation

La capacité canadienne en place est de 732 tonnes par heure, répartie dans cinq usines qui représentent 12 % de notre capacité d'épuration du charbon. Le produit propre est évalué à environ 170 millions de dollars, et les pertes, à 24 millions.

La prépondérance de l'extraction très mécanisée du charbon donne un produit difficile à épurer par les techniques de lavage du charbon. En outre, la formation des filons de charbon de l'Ouest du Canada a donné naissance à un charbon

très fissuré qui s'effrite très rapidement durant l'extraction et le transport. Les techniques de lavage des fines de charbon et du charbon à grain intermédiaire dominent donc dans l'industrie; cette situation n'est pas prête à changer, selon toute probabilité.

Les données sur la performance de l'industrie de la préparation des charbons en 1980 révèlent que l'industrie a subi dans son ensemble des pertes de 4 %, ou 50 millions de dollars, par suite des lacunes du procédé. Presque toutes ces pertes (45 millions de dollars) se produisent à l'étape de l'épuration des fines de charbon dont la taille est inférieure à 0,5 mm. Ces pertes dues à l'inefficacité ne peuvent être attribuées qu'au rendement du matériel de préparation et s'ajoutent aux pertes en cours d'extraction et de transport.

DÉSHYDRATATION, SÉCHAGE ET TRAITEMENT DE L'EAU MÉCANISÉS

L'eau est retirée de tous les produits de laverie -- du charbon propre allant du plus fin au plus grossier, et des déchets. L'enlèvement de l'eau du charbon propre en rehausse la valeur et réduit les frais d'expédition, il en accroît l'efficacité de manipulation et prévient le gel. Quant à l'enlèvement de l'eau des déchets, bien qu'il représente des frais en grande partie irrécupérables, il facilite la manipulation et la stabilité et prévient la pollution après son élimination définitive. L'eau récupérée doit se conformer à des critères très stricts de qualité qui permettent soit le recyclage à l'usine, soit l'élimination dans l'environnement. L'importance du traitement de l'eau comme partie intégrante de la préparation des charbons est souvent sous-estimée parce qu'il n'ajoute rien directement, de toute évidence, à la valeur du produit. Cependant, l'eau non traitée entraînerait un coût qui s'ajouterait à celui de l'exploitation par suite d'une capacité réduite de l'usine, de pertes accrues de charbon commercialisable, de plus grandes pertes de magnétite dans les usines qui utilisent les milieux denses, des frais accrus d'entretien, d'approvisionnement en eau et de pollution.

Déshydratation mécanique

La difficulté et le coût de la déshydratation s'accroissent proportionnellement à la diminution des particules. Les procédés de séparation font appel à des cribles statiques ou vibratoires, à des cyclones d'épaississement, à des filtres sous vide ou sous pression, à des centrifugeuses et à des réservoirs de décantation. D'une manière analogue aux procédés individuels de séparation charbon-cendre, tant les procédés de séparation de charbon dans l'eau que ceux de la cendre dans l'eau sont plus efficaces lorsqu'ils sont appliqués à des fractions granulométriques discrètes de particules solides.

Les grilles ne coûtent pas cher, mais elles ont par contre une faible capacité. En revanche, on peut les utiliser aussi bien pour le charbon à gros grain que pour les déchets. Lorsque le grain dépasse 10 mm, le débit d'alimentation en charbon peut être efficacement réduit de façon à obtenir une teneur en eau superficielle inférieure à 10 %. Les grilles servent habituellement à des fins multiples, par exemple comme équipement de criblage, de rinçage et de déshydratation, et souvent elles représentent la première des multiples étapes de l'élimination de l'eau. Dans les usines canadiennes de préparation des charbons, on se sert des grilles pour obtenir un produit fini propre à un rythme de production total de 320 000 tonnes par année.

Les centrifugeuses servent à déshydrater le charbon. Pour la fraction granulométrique comprise entre 25 et 0,5 mm, on utilise une coupe à tamis; la centrifugeuse à coupe solide, moins efficace, sert surtout à la déshydratation des déchets de fines. Dans un cas comme dans l'autre, elles affichent une faible capacité, un coût élevé et le produit qu'elles permettent d'obtenir a une teneur en eau de 10 à 12 %. La capacité canadienne est approximativement de 1 080 tonnes par heure et permet de déshydrater environ 45 % de notre production de charbon propre.

Les filtres ont une faible capacité, ils sont d'un coût élevé et ils sont habituellement utili-

sés pour traiter la mousse produite par une cellule de flottation. On ne s'en sert que pour les particules de charbon de moins de 0,5 mm. Les filtres à disques sous vide illustrés à la figure 19 sont les plus courants. Dans ces unités, une succion est appliquée à l'un des côtés d'un tissu ou d'un grillage afin de tirer les solides et l'eau vers la surface; la surface filtrante retient les solides mais laisse passer l'eau.

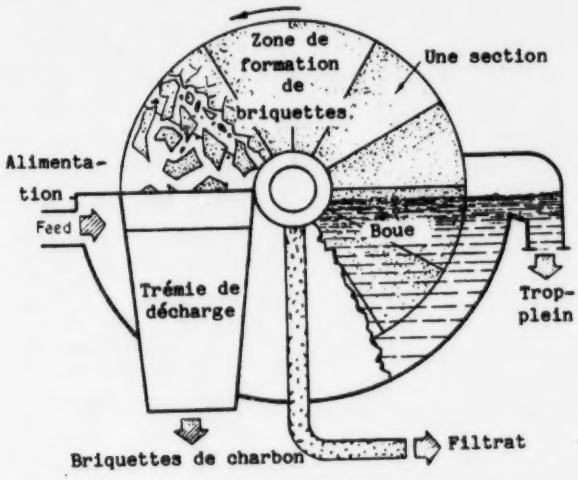


Fig. 19. Filtre à disques rotatifs

Les filtres représentent environ 45 % de notre capacité de déshydratation de charbon propre à l'étape définitive.

Séchage thermique

C'est seulement dans l'Ouest du Canada qu'on se sert de séchoirs thermique pour assécher une dernière fois les charbons métallurgiques. La plupart du temps, la charge qui entre dans le séchoir est un mélange de produits provenant des grilles de déshydratation, des centrifugeuses et des filtres sous vide, choisi de façon à donner un produit dont la teneur en eau varie entre 13 et 15 %. Le produit séché a une teneur en eau d'approximativement 6 %.

La capacité canadienne en place permet de traiter jusqu'à 3 000 tonnes par heure.

Traitement des eaux de lavage

Le traitement de l'eau, dans les laveries de charbon, consiste en la clarification d'une partie de l'eau de l'usine par sédimentation des particules solides les plus fines dans des solutions d'épaississement et(ou) des bassins, et par épaississement de la couche déposée de sorte que les solides puissent être effectivement déshydratés au moyen de filtres ou de centrifugeuses et pompés jusqu'à la zone d'endiguement. Comme le taux de sédimentation est proportionnel aux dimensions des particules et que l'espace requis pour séparer les solides des liquides est inversement proportionnel à la granulométrie des particules, des coagulants chimiques et des flocculants sont ajoutés à l'épaississeur afin d'agglomérer les particules fines qui se déposent plus rapidement. L'eau propre est recyclée vers les circuits de lavage.

Des épaississeurs de résidus sont utilisés dans huit laveries. Les solides de charge sont habituellement des résidus de flottation et des particules du cyclone classificateur et du grillage, ou encore des deux, dont la granulométrie est comprise entre 0,25-0,15 mm et dont la concentration est de 3 à 8 % en poids. Les zones de prise varient entre 186 et 4 470 m^2, ce qui représente en tout 12 600 m^2 pour les 8 laveries. Le produit traité totalise 14 745 tonnes par heure d'effluent comprenant 345 tonnes de solides et 14 200 m^3 d'eau. Cette production atteint environ 2 Mt de solides et 84 mm^3 d'eau par année. Les frais d'épuration de l'eau et d'épaississement des résidus de toutes les laveries se chiffrent à 2,6 millions de dollars par année, dont une partie s'élevant à 1,5 million de dollars (60 %) représente le coût des réactifs chimiques. Par rapport à la valeur du charbon propre, le coût varie généralement entre 9 et 11 ¢ par tonne de produit mais il peut parfois atteindre 22 ¢. De la même façon, l'épuration de l'eau afin de protéger l'environnement et de ménager les ressources en eau coûte entre 2 et 6 ¢ par mètre cube. Quant à la prise des résidus (épaississement), le coût varie entre 80 ¢ et 2 ¢ par tonne de résidus, la moyenne étant de 1,38 $ pour les 8 laveries. Ce coût toutefois ne porte que sur la première étape de traitement des résidus fins: des dépenses supplémentaires variant, d'après les estimations, entre 6 et 30 ¢

par tonne, selon la méthode de déshydratation employée par la suite, s'imposeraient pour l'obtention d'un produit d'élimination acceptable, du point de vue tant technique qu'environnemental.

Le coût total des procédés de séparation solide-liquide qui comprennent le retrait de l'eau du produit propre, l'épuration de cette eau et la prise des résidus est évalué prudemment à 20,5 millions de dollars par année. La plus grande dépense, qui totalise 13,5 millions de dollars par année, est imputable au séchage. En tout, l'enlèvement de l'eau du produit propre par centrifugation, filtration et séchage exige des dépenses moyennes de plus de 90 ¢ par tonne, ce qui donne un total de 17,9 millions de dollars par année.

Cet exposé a porté surtout sur les procédés de séparation solide-solide et solide-liquide qui sont utilisés pour la préparation des charbons. Il faudrait noter toutefois que les lacunes techniques qui ajoutent au coût du traitement sont aggravées par des déficiences mécaniques dues à une pauvre conception, au mauvais emploi et à des applications inappropriées, ou encore à une combinaison de tous ces éléments. On peut en atténuer certaines au moyen d'un entretien adéquat et de soins particuliers pris par des opérateurs qualifiés. La technologie de préparation des charbons inclut donc, outre le traitement comme tel, divers éléments de génie mécanique et de génie des matériaux et des systèmes.

PROBLÈMES

Bon nombre des problèmes associés à la préparation des charbons auxquels se bute le Canada se retrouvent dans d'autres pays. Cependant, il en existe deux qui sont uniques au charbon canadien: la friabilité des charbons de l'Ouest canadien et le soufre pyriteux finement réparti dans les charbons de l'Est canadien.

FRIABILITÉ

Les charbons de l'Ouest canadien sont connus pour leur friabilité, ce qui veut dire que le charbon traité contient jusqu'à 60 % de fines dont la taille est inférieure à 0,5 mm. Les mouvements tectoniques sont la principale cause de cette fissuration intensive du charbon dans les régions montagneuses. Les méthodes d'extraction ainsi que les modes de manipulation et de traitement contribuent à la production de fines de charbon. Toutefois, cette quantité est largement fonction du degré de fissuration naturelle.

La friabilité relative des différents charbons est d'une grande importance lors de la préparation étant donné que le coût global de celle-ci s'accroît avec la proportion de fines. Le coût de préparation par tonne de matière brute est en réalité fonction du nombre de particules par tonne. Ainsi, ce coût s'accroît rapidement à mesure que s'amenuise la particule moyenne. Par exemple, la préparation de charbon dont la granulométrie est de moins de 5 mm coûte quatre fois plus en frais d'immobilisations et cinq fois plus en frais d'exploitation que le charbon à gros grains, dont la taille dépasse 0,5 mm. Les nouvelles usines de préparation sont habituellement conçues au début de l'aménagement d'une propriété, avant le début de l'extraction. Lorsqu'on sous-estime la quantité de fines, il en résulte une surcharge des circuits de nettoyage, de déshydratation, de séchage et de récupération d'eau, des problèmes d'exploitation et des pertes de fines de charbon à titre de déchets. Une étude d'évaluation de la performance des laveries canadiennes menée récemment a révélé que les pertes à la production dans les circuits de fines sont environ dix fois celles des circuits de traitement du charbon à gros grain.

RÉDUCTION DU SOUFRE

En raison des normes de plus en plus strictes qui sont fixées pour les émanations de soufre afin d'atténuer les problèmes des pluies acides, l'industrie du charbon est obligée de trouver de meilleurs moyens de réduire le teneur en soufre. Les charbons des Maritimes sont bien connus pour leur haute teneur en soufre, qui est de 2 à 6 %. La pyrite de fer est responsable de 30 à 70 % de la teneur totale en soufre et, bien souvent, elle est finement répartie. Il est donc nécessaire de broyer et de concasser le charbon pour en retirer ce soufre. La diminution subsé-

quente de la taille des particules de charbon produit une croissance exponentielle du coût de préparation.

La réduction de la teneur en soufre du charbon peut être réalisée au moyen de l'enlèvement partiel du soufre pyriteux, selon la taille des particules de pyrite et leur distribution. Le soufre organique ne peut être retiré qu'au moyen d'une épuration chimique, qui est une "technique de pointe" dont le coût est beaucoup plus élevé que les techniques actuellement employées. Les séparateurs par masse volumique peuvent retirer les particules de pyrite jusqu'à une granulométrie de 50 à 70 µm; en deçà de cette dimension la séparation par masse volumique est inadéquate. Nous savons d'expérience qu'il est possible de retirer les particules de pyrite de moins de 50 µm grâce à une flottation par la mousse en deux étapes, dont la preuve a été faite à l'échelle pilote; il reste encore à faire la démonstration du procédé à l'échelle industrielle.

Si les travaux de R et D portant sur les charbons des Maritimes permettaient de réduire leur teneur en soufre, il en résulterait une utilisation accrue du charbon dans la région et de meilleures possibilités d'exportation, particulièrement vers l'Europe.

TRAVAUX COURANTS DE R ET D

CANMET

Depuis environ 20 ans, ce sont les Laboratoires de recherche sur le charbon d'Edmonton qui font figure de chef de file dans le domaine de la préparation des charbons canadiens. Les travaux de R et D menés cherchent surtout à résoudre les problèmes que pose la préparation des charbons à gros grain et des fines de charbon. Le programme est exécuté à quatre échelles: à l'échelle des laboratoires et des bancs d'essai, à l'échelle des mini-usines, à l'échelle des usines-pilotes et à l'échelle des usines mobiles. Il comprend l'exécution d'études sur la dégradation des charbons, sur la caractérisation de leur structure, sur le traitement de l'eau, sur la flottation de charbon partiellement oxydé, sur la déshydratation, sur les instruments automatiques, sur le contrôle des procédés et sur l'optimisation et la modélisation.

Le Laboratoire des sciences minérales d'Ottawa travaille lui à l'enlèvement du soufre de charbon à forte teneur en soufre, à la pulvérisation chimique, au traitement simulé des usines et à la séparation par voie sèche.

Conseil national de recherches du Canada

Le Laboratoire de génie chimique du CNRC d'Ottawa travaille depuis plus de 10 ans à la mise au point d'un procédé d'agglomération à l'huile et à son perfectionnement. Les travaux actuellement en cours portent notamment sur la récupération et la déshydratation des fines de charbon que contiennent les résidus des laveries; ils sont exécutés au moyen d'une usine mobile de démonstration.

INSTALLATIONS DANS LA RÉGION DE L'ATLANTIQUE

Le Research et Productivity Council du Nouveau-Brunswick et la Technical University de Nouvelle-Écosse s'affairent activement à étudier les différentes options d'épuration du charbon afin d'en réduire la teneur en soufre, y compris l'épuration au moyen de produits chimiques. La recherche se limite à l'échelle des bancs d'essai.

RECHERCHES MENÉES PAR L'HYDRO-ONTARIO

La recherche se concentre sur le nettoyage des fines de charbon destiné à en réduire la teneur en soufre. Une petite installation pilote est utilisée à cette fin.

COAL MINING RESEARCH CENTRE - ALBERTA

Les programmes du Centre comprennent la réduction de la teneur en eau, le nettoyage par voie sèche, le lavage du charbon de piètre qualité, l'élimination des déchets et leur recyclage. Les plans actuels de recherche se limitent au nettoyage par voie sèche des charbons subbitumineux de l'Alberta.

COAL AND MINERAL PROCESSING CENTRE - COLOMBIE-BRITANNIQUE

Les installations de laboratoire et d'usine pilote servent à l'enseignement et à la

recherche. Les domaines de recherche comprennent la manutention du charbon, les charbons oxydés, le nettoyage et la déshydratation des fines de charbon, la déshydratation des résidus et la séparation par voie sèche.

LACUNES ET DÉFIS

Le résumé des divers procédés de préparation des charbons et des problèmes qu'ils présentent souligne le fait qu'il existe un certain nombre de domaines où des améliorations entraîneraient des avantages considérables, économiques et environnementaux, qui se manifesteraient au plan de la production (meilleure récupération et meilleure qualité), des coûts et de la protection de l'environnement.

On peut catégoriser ces améliorations en deux grands groupes: celles qui visent les procédés d'épuration du charbon à gros grain et celles qui visent le nettoyage des fines de charbon. Parmi les premières, on note surtout des améliorations de l'efficacité de l'équipement de séparation qui pourraient être réalisées par une optimisation de l'exploitation et une optimisation mécanique, ou encore les deux à la fois. L'optimisation de l'exploitation peut s'obtenir grâce à l'application ou au perfectionnement de meilleures méthodes de contrôle et de surveillance rendues possibles par la "révolution électronique", et l'optimisation mécanique grâce à de meilleures mesures et à de meilleurs contrôles des fonctions de l'équipement en soi. L'optimisation réalisée au moyen de meilleurs contrôles de la masse volumique du bain a permis des séparations plus précises; l'addition aux cyclones de valves permettant de régler le débit de la sousverse et une différente géométrie du bec d'alimentation ont encore une fois permis d'obtenir de meilleures séparations; l'application de meilleurs contrôles à la table à secousses a entraîné la mise au point de la table à secousses Batac. Une longue liste d'exemples du genre pourrait être citée; il vaut mieux cependant retenir le fait que ces perfectionnements ont été adoptés surtout à la suite d'améliorations dans des domaines autres que la préparation des charbons et qu'il reste encore beaucoup à faire pour porter cette technologie au même niveau que celui qu'ont atteint de nombreuses autres industries.

Les procédés classiques de traitement des fines de charbon dans les usines de préparation consistaient à décrotter le produit brut au moyen de grillages et à envoyer les fines de charbon vers des zones d'élimination. Le manque de réalisations dans ce domaine était dû au fait qu'il est difficile de caractériser les différentes propriétés de fines de charbon et de résidus fins sur lesquelles leur séparation pouvait se fonder. C'est toujours le cas. De plus, les interactions entre les différents éléments composants et les additifs ajoutés au procédés, de même que leur comportement dans l'équipement de séparation, sont difficiles à établir étant donné qu'elles mettent en jeu la nature chimique et physique du charbon et la conception technique de l'équipement.

Une grande partie de la recherche menée dans ce domaine s'est jusqu'ici caractérisée par deux approches, l'une très empirique, c'est-à-dire la recherche visant à régler des problèmes bien précis, l'autre purement théorique, traitement de conditions idéales qui n'existent pas comme telles en réalité. Le premier genre de recherche accuse un manque inhérent de généralisation et d'extrapolation; chaque cas individuel est traité selon ses mérites, ce qui veut dire que seulement des demi-mesures provisoires peuvent être appliquées. Par contre, la recherche purement théorique manque de réalisme, et elle ne réussit pas, à elle seule, à résoudre les problèmes de l'industrie.

La recherche portant sur la récupération des fines de charbon a été orientée vers la flottation, beaucoup moins d'efforts étant consacrés aux procédés comme l'agglomération sphérique à l'huile, la séparation magnétique de forte intensité, la floculation sélective, la lixiviation par produits chimiques et bactéries et la séparation électrostatique. Les efforts se sont répartis également, dans ce domaine, entre la recherche d'additifs chimiques (floculants, réactifs de flottation), l'accroissement de l'efficacité du procédé (conception des circuits de séparation), et de légères améliorations de l'équipement. Le développement de réactifs chimiques a

reçu très peu d'attention et a été effectué surtout par des sociétés fabriquant des produits chimiques, ce qui veut dire que l'information qui en ressort est assujettie à des droits de propriété. La sélection des bons réactifs et l'optimisation de leur application a été exécutée dans de nombreux organismes de même que dans des usines de préparation, mais surtout par tâtonnements.

En résumé, la préparation du charbon à gros grain est une technologie mieux établie alors que celle des fines de charbon pourrait être améliorée, surtout au moyen de recherches. Des domaines dont pourrait peut-être profiter beaucoup l'industrie canadienne des charbons, citons la caractérisation des charbons par rapport à leur préparation et à leur utilisation, le contrôle des procédés et l'automatisation des usines, la déshydratation et la récupération de l'eau, la préparation des charbons par rapport à leur utilisation, et la réduction de leur teneur en soufre.

À l'avenir, l'accent sera mis sur la conception d'usines de préparation entièrement automatisées qui feront appel à la notion des systèmes de contrôle modulaires et répartis. Cela exige l'élaboration et la conception de plans de contrôle susceptibles d'être adaptés et l'élaboration de modèles probabilistes pour toutes les installations de préparation. Le nettoyage en profondeur sera utilisé pour obtenir du charbon métallurgique de très bonne qualité destiné à l'exportation et des charbons à faible teneur en cendres et en soufre pour la production d'énergie thermique afin de rivaliser sur les marchés internationaux. Le nettoyage en profondeur exigera la libération de plus petites particules et de nouvelles techniques de transport des bouillies de charbon afin de réduire autant que possible le besoin de déshydratation et de séchage et de réduire les problèmes de poussières associés à la manutention des fines de charbon. Le charbon serait alors renforcé en tant qu'option économiquement justifiable de production d'énergie et il serait aussi plus facile de le manipuler et de l'utiliser avec un minimum de danger pour l'environnement. Les travaux futurs de R et D mettront l'accent sur une préparation des charbons liée à l'élaboration d'une nouvelle technologie qui satisferait aux besoins tant de la combustion que de la conversion. Une réduction des pertes de fines peut être réalisée au moyen d'opérations surveillées de près et optimisées, ce qui donnerait un taux de récupération plus élevé et créerait moins de problèmes d'élimination des eaux. En règle générale, une technologie efficace et perfectionnée de préparation des charbons réduira le coût de transport jusqu'aux marchés éloignés, tant au Canada central qu'outremer.

SONDAGE

L'opinion des lecteurs intéressés peut influencer l'orientation future des recherches à CANMET.

Nous vous invitons, donc, à évaluer le rapport - n° _____

Est-il utile?	Oui_____	Non_____
Traite-t-il d'un problème de l'industrie?	Oui_____	Non_____
Le sujet est-il prioritaire?	Oui_____	Non_____

Commentaires _____

_____

_____

Postez à: Rédacteur de CANMET, EMR, 555, rue Booth,
Ottawa, Ontario, K1A 0G1

Une copie gratuite de la REVUE DE CANMET sera envoyée sur demande.